E 1433

[illegible]
BUCUREŞTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

Revista

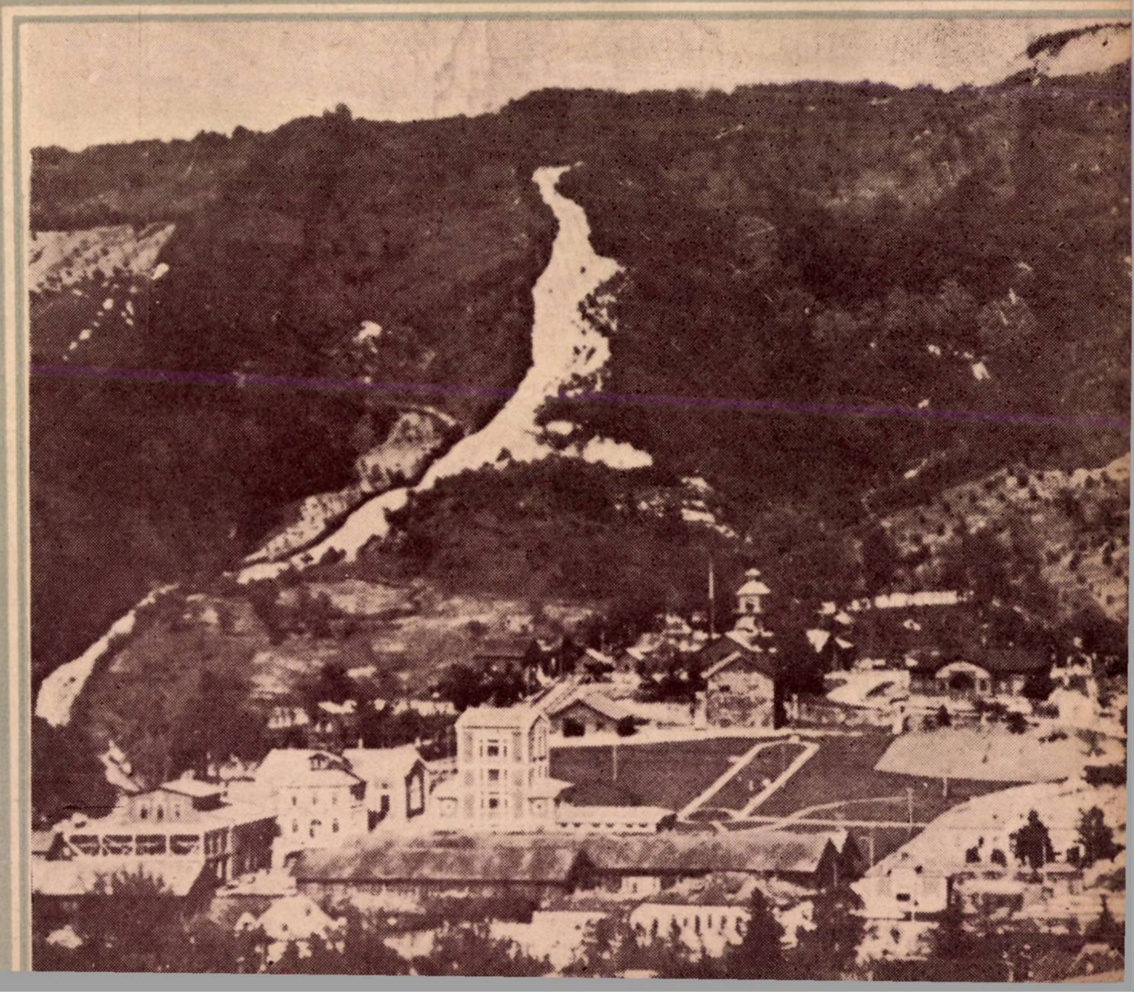
(82)

KAT

1897 K.

MINELOR

Orszá[illegible]
Köny[illegible]
TULAJDONA



1
1956
ASIT

Ianuarie
1956
Anul VII
Nr. 1

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI CĂRBUNELUI

⊙ APARE LUNAR SUB ÎNGRIJIREA UNUI COMITET DE REDACŢIE ⊙

REDACŢIA: BUCUREŞTI ● STR. ION GHICA, 3 ● TELEFON: 4.66.68, 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.

* * * Din lucrările celui de-al doilea Congres al P. M. R. 1
L. DOBRESCU: Aplicaţiile energiei nucleare în prepararea minereurilor 4
L. ŞANDRU: Noutăţi în săparea galeriilor în roci tari şi foarte tari 10
V. BUMBU: Amenajarea conductelor de aer comprimat pentru măsurări 22
I. BONEA: Asupra problemei „Retrointersecţiei" 25
B. IONESCU-SISEŞTI: Benzi şi bancuri structurale în straturile de cărbune 28
P. ŢEPELUŞ: Experimentarea combinei sovietice „Donbass-1" la I. C. Lupeni 30
M. SUFRIN: Protecţia prin punerea la pămînt la instalaţiile electrice din minele de cărbuni 38
M. BĂRBOI, N. CĂLIN, M. COCIU: Influenţa salarizării în acord simplu şi progresiv asupra costului unitar al lucrărilor de săpare a galeriilor 45
INOVAŢII 49
NOUTĂŢI MONDIALE 51
DOCUMENTARE 54

СОДЕРЖАНИЕ

стр.

* * * Из работ II-го Конгресса РРП 1
Л. ДОБРЕСКУ: Применение ядерной энергии при обогащении руды 4
Л. ШАНДРУ: Новое в области проходки выработок в твердых и очень твердых породах 10
В. БУМБУ: Прокладка трубопроводов для сжатого воздуха для измерений 22
И. БОНЯ: По вопросу „обратного пересечения" 25
Б. ИОНЕСКУ-СИСЕШТЬ: Структурные полосы и толщи в угольных пластах 28
П. ЦЕПЛУШ: Испытание советского комбайна „Донбасс—1" на угледобывающем предприятии Лупень 30
М. СУФРИН: Защита электроустановок угольных шахт посредством за земления 38
М. БАРБОЙ, Н. КАЛИН и М. КОЧУ: Влияние простой и прогрессивной зарплатной ставки на общую стоимость проходки выработок 45
НОВАТОРСТВО 49
НОВОСТИ СО ВСЕГО МИРА 51
ДОКУМЕНТАЦИЯ 54

SOMMAIRE

Page

* * * Les travaux du II-ème Congrès du P.O.R. 1
I. DOBRESCU: Les applications de l'énergie nucléaire dans la préparation des mineraïs. 4
I. ŞANDRU: Du nouveau dans le creusement des galéries en roches dures et trés dures. 10
V. BUMBU: Aménagements des tuyaux d'air comprimé en vue des mésurages 22
I. BONEA: Sur le problème de la „Rétrointersection" 25
B. IONESCU-SISEŞTI: Bandes et bancs structuraux dans les couches charbonniéres 28
P. ŢEPELUŞ: L'experimentation de la combine soviétique „Donbass 1" aux charbonnages de Lupeni. 30
M. SUFRIN: La protéction par mise à terre des instalations electriques dans les mines de charbon 38
M. BĂRBOI, N. CĂLIN, M. COCIU: L'influence du salaire avec prime simple ou progressive sur le prix unitaire au creusement des galéries 45
INNOVATIONS 49
DOCUMENTATION 51
NOUVELLES DU MONDE 54

INHALT

Seite

* * * Aus den Arbeiten des II-ten Kongresses R. A. P. 1
L. DOBRESCU: Die Anwendungen der Atomkernenergie bei der Erzaufbereitung 4
L. SANDRU: Neuigkeiten beim Streckauffahren in hartes oder sehr hartes Gestein 10
V. BUMBU: Drucklufteinrichtungen zwecks technischer Messungen 22
I. BUNEA: Über das Problem der „Retrointersektion" 25
B. IONESCU SISEŞTI: Strukturelle Bänder und Bänke in Kohlenschichten 28
P. ŢEPELUŞ: Versuche mit der sowjetischen Kombine „Donbass 1" auf Kohlengrube Lupeni 30
M. SUFRIN: Der Schutz der elektrischen Bergeinrichtungen durch Erdung 38
M. BĂRBOI, N. CĂLIN, M. COCIU: Der Einfluss des einfachen und progresiven Gedinges auf die einheitlichen Kosten beim Streckauffahren 45
NEUERUNGEN 49
DOCUMENTATION 51
NEUIGKEITEN AUS ALLER WELT 54

Clişeul de pe copertă: **Salina Slănic, vedere generală**

REVISTA MINELOR

ANUL VII * Nr. 1 * IANUARIE 1956

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

DIN LUCRARILE CONGRESULUI AL II-lea AL P. M. R.

Raportul asupra Proiectului de Directive cu privire la cel de al doilea plan cincinal de dezvoltare a economiei naționale pe anii 1956-1960

Raport prezentat de tov. Chivu Stoica, președinte al Consiliului de Miniștri al Republicii Populare Romîne

(Text prescurtat)

SARCINILE CELUI DE AL DOILEA PLAN CINCINAL ÎN DOMENIUL INDUSTRIEI MINIERE

Industria carboniferă este încă în urmă față de cerințele crescînde ale economiei naționale. Sarcina constă în a lichida această rămînere în urmă.

Proiectul de Directive prevede sporirea producției de cărbune în 1960 cu 80—90% în comparație cu 1955.

O mare însemnătate se va acorda creșterii producției de cărbuni cocsificabili, astfel ca în 1960 să se atingă un nivel de 200% față de 1955. Se prevede de asemenea creșterea producției de cărbuni energetici, în special pe seama extinderii exploatărilor în cariere; pentru valorificarea lignițiilor mărunți se vor construi instalații de brichetare.

In industria corboniferă se va continua mecanizarea lucrărilor grele și cu mare volum de muncă, la înaintări și tăieri în abataje. In același timp trebuie obținută o îmbunătățire simțitoare a indicelui de utilizare a mijloacelor de mecanizare existente.

Trebuie să se asigure totodată perfecționarea organizării muncii și a producției, să se lărgească sistematic și într-un ritm rapid organizarea lucrului după graficul ciclic, extinzîndu-se pe scară largă experiența înaintată a fruntașilor în producție.

In industria carboniferă se va urmări cu perseverență introducerea în lucrările de înaintare a armării cu elemente prefabricate din beton armat și extinderea folosirii armăturilor metalice în abataje, în vederea economisirii la maximum a lemnului de mină și a îmbunătățirii muncii în exploatări.

Ridicarea industriei siderurgice la nivelul cerințelor economiei naționale impune lichidarea rămînerii în urmă a bazei proprii de materii prime.

In cel de al doilea plan cincinal, producția de minereuri de fier va crește de 1,8—2 ori prin sporirea extracției de minereuri în minele existente și prin pregătirea deschiderii unor mine noi. Pentru acoperirea nevoilor industriei siderurgice cît și de export se va dezvolta extracția de minereuri de mangan de calitate superioară, prin îmbogățirea lui.

Pentru a asigura siderurgia cu cocs se vor pune în funcțiune la Hunedoara încă două baterii cu o capacitate de 400 000 tone/an.

Este necesară totodată o creștere însemnată a producției metalelor neferoase. Producția de cupru va crește în 1960, față de 1955, de 1,8—2 ori.

Pentru asigurarea metalurgiei neferoase cu materii prime se prevede dezvoltarea lucrărilor de sporire a rezervelor, astfel încît ele să fie în 1960 de cel puțin 2 ori mai mari la minereuri complexe, de 1,5 ori la minereuri cuprifere și de 1,5 ori la minereuri auro-argintifere.

Trebuie îmbunătățită extracția complexă de metale din minereuri, prin folosirea de reactivi superiori la flotații și prin modernizarea instalațiilor de preparare, trebuie îmbunătățit randamentul de extracție în uzinele respective și se vor dezvolta capacitățile de producție existente.

In vederea satisfacerii cerințelor crescînde ale economiei naționale de resurse de materii prime și combustibil, Proiectul de Directive prevede executarea, în perioada 1956—1960, a unui volum de lucrări geologice cu 80% mai mare decît în primul cincinal.

Se vor dezvolta continuu lucrările de prospectare și explorare a bogățiilor naturale ale subsolului, de scoatere la iveală a unor noi rezerve de zăcăminte de gaz metan, petrol, cărbuni cocsificabili și energetici minereuri feroase și neferoase, elemente rare și minerale și roci utile.

Trebuie extinse lucrările de hidrogeologie, în vederea creșterii rezervelor industriale, de substanțe minerale utile, exploatabile.

Asigurarea unei mari rezerve de minereuri de fier cu conținut bogat trebuie să constituie sarcina centrală a Comitetului Geologic.

SARCINILE CELUI DE AL DOILEA PLAN CINCINAL IN DOMENIUL INVESTIŢIILOR ŞI AL INTRODUCERII TEHNICII NOI

Sarcinile sporirii producţiei industriale şi agricole vor fi realizate în al doilea cincinal, atît pe seama îmbunătăţirii folosirii mijloacelor de producţie existente şi, îndeosebi, prin mărirea capacităţii, pe baza modernizării lor, cît şi pe seama înfăptuirii unui mare program de construcţii capitale. Corespunzător cu aceasta, Proiectul de Directive prevede alocarea sumei de circa 105 -110 miliarde lei pentru lucrările capitale economice şi social-culturale, din care pentru lucrările de construcţii-montaj circa 60—63 miliarde lei.

Repartiţia investiţiilor pe ramuri oglindeşte consecvent politica partidului de dezvoltare cu prioritate a industriei şi, în cadrul acesteia, a industriei producătoare de mijloace de producţie, ca o condiţie hotărîtoare a avîntului continuu al tuturor ramurilor economiei naţionale şi al satisfacerii nevoilor mereu crescînde ale poporului muncitor **(aplauze)**.

Investiţiile pentru industrie vor reprezenta 56% din volumul total, din care 50% pentru industria mijloacelor de producţie şi 6% pentru industria bunurilor de larg consum. Pentru agricultură şi silvicultură se alocă 12,5% din totalul investiţiilor. cu peste 70% mai mult decît în primul cincinal. Lucrările capitale în transporturi şi comunicaţii vor reprezenta 11,5%, iar cele din industria construcţiilor 2,5% din totalul investiţiilor. Grija pentru bunăstarea oamenilor muncii se oglindeşte în alocarea unor sume reprezentînd 17,5% din totalul investiţiilor, pentru lucrări cu destinaţie social-culturală.

Proiectul de Directive trasează sarcini importante în ceea ce priveşte utilizarea raţională, gospodărească şi cu maximum de eficacitate economică a mijloacelor destinate investiţiilor. Efortul principal trebuie îndreptat, în primul rînd, în direcţia terminării şi punerii în funcţiune a unităţilor aflate în construcţie.

Se prevede, de asemenea, ca partea principală a sporului capacităţilor de producţie să fie obţinută pe seama lărgirii şi reutilării întreprinderilor existente la nivelul tehnicii noi şi, numai în al doilea rînd, prin construirea de unităţi noi, acolo şi în măsura în care sporul de capacitate obţinut pe aceste căi va fi insuficient.

Pentru a împiedica împrăştierea resurselor materiale şi de muncă şi pentru a reduce durata construcţiilor şi costul lucrărilor, se prevede restrîngerea numărului de şantiere în construcţie simultană.

Imbunătăţirea mai departe a repartiţiei teritoriale a forţelor de producţie trebuie asigurată printr-o amplasare raţională a noilor unităţi ce vor fi construite.

Interesele dezvoltării economiei naţionale cer ca, în cel de-al doilea plan cincinal, să se obţină noi şi importante realizări în direcţia introducerii tehnicii noi în toate ramurile economiei **(aplauze)**.

In această privinţă, Raportul de activitate al C.C. al P.M.R. trasează următoarele sarcini:

„Ridicarea nivelului tehnic în toate ramurile economiei naţionale şi obţinerea unei creşteri considerabile a productivităţii muncii în industrie, transporturi, prin:

— Folosirea mai completă a capacităţilor de producţie existente şi perfecţionarea utilajelor maşinilor şi agregatelor în funcţiune.

— Introducerea treptată a tehnicii noi şi a procedeelor tehnologice superioare, începînd cu întreprinderile care au un rol determinant în ramura de producţie respectivă. In acest scop: se vor generaliza metodele avansate de muncă folosite de fruntaşii în producţie; în domeniul perfecţionării tehnologiei. se vor introduce cu perseverenţă mecanizarea complexă şi automatizarea proceselor de producţie în principalele întreprinderi; o atenţie deosebită se va da creşterii accentuate a indicilor de folosire a utilajelor.

— Dezvoltarea producţiei în serie, prin specializarea şi cooperarea întreprinderilor, îndeosebi în industria constructoare de maşini şi industria electrotehnică, pîrghiile principale de utilare a economiei naţionale cu maşini, utilaj, agregate şi aparate perfecţionate.

Rezultatul acestor măsuri trebuie să fie o reducere simţitoare a cheltuielilor de producţie şi de circulaţie în economie".

Introducerea tehnicii noi nu înseamnă nicidecum că tehnica veche trebuie aruncată. Maşinile existente trebuie modernizate ,pentru a le ridica calitatea şi performanţele în exploatare.

Trebuie să se înfăptuiască cu fermitate măsurile pentru perfecţionarea proceselor tehnologice şi pentru introducerea procedeelor tehnologice moderne, în special în industria petroliferă, în metalurgia feroasă şi neferoasă şi în industria construcţiilor de maşini.

SARCINILE CELUI DE AL DOILEA PLAN CINCINAL CU PRIVIRE LA CREŞTEREA PRODUCTIVITĂŢII MUNCII ŞI REDUCEREA PREŢULUI DE COST

Creşterea productivităţii muncii în toate ramurile economiei naţionale constituie una din sarcinile fundamentale ale celui de-al doilea plan cincinal, o condiţie de bază în lupta pentru dezvoltarea forţelor de producţie ale ţării şi pentru ridicarea bunei stări a celor ce muncesc.

Potrivit Proiectului de Directive, productivitatea muncii trebuie să crească cu cel puţin 45—50% în industrie, cu 50—55%, în construcţii şi cu 40—45% în sectorul agricol de stat.

Din totalul sporului producţiei industriale prevăzut pentru al doilea plan cincinal, 75—80% trebuie obţinut pe seama creşterii productivităţii muncii. Baza trainică a creşterii productivităţii muncii o constituie dezvoltarea multilaterală a progresului tehnic, perfecţionarea organizării producţiei, ridicarea nivelului cultural şi tehnic al muncitorilor, tehnicienilor, inginerilor şi organizarea mai bună a întrecerii socialiste **(aplauze)**.

In conformitate cu aceasta, trebuie introduse cu mai mult curaj tehnica nouă şi tehnologia modernă în producţie şi luate măsurile necesare pentru îmbunătăţirea organizării muncii şi a producţiei.

Trebuie luate măsuri practice organizatorice pentru generalizarea metodelor avansate de muncă şi a experienţei fruntaşilor în producţie, pentru îmbunătăţirea organizării schimbului de experienţă între întreprinderile fruntaşe şi cele rămase în urmă din punct de vedere al nivelului tehnic şi al organizării producţiei. precum şi pentru stimularea mişcării de masă a inovatorilor şi raţionalizatorilor.

In cursul celui de-al doilea cincinal, trebuie introduse la întreaga producţie de serie norme cu motivare tehnică.

Normele tehnice vor fi elaborate, ţinîndu-se seama de tehnica existentă şi de tehnica nouă care se introduce în întreprinderi, de creşterea gradului de mecanizare și automatizare a proceselor tehnologice, de îmbunătățirea organizării producției, de ridicarea nivelului de calificare a muncitorilor și de introducerea pe scară largă a metodelor avansate de muncă ale fruntașilor.

Revizuirea periodică a normelor se va face cu mobilizarea colectivelor întreprinderilor, prin atragerea fruntașilor și specialiștilor cu pregătire tehnică și experiență bogată de producție.

Organizațiile de partid sînt datoare să îndrumeze și să controleze cum se ocupă direcțiile întreprinderilor și comitetele sindicale de îmbunătățirea normelor și reducerea prețului de cost.

Pe baza introducerii tehnicii noi, a perfecționării proceselor de producție și a normării tehnice, a îmbunătățirii activității și ieftinirii aparatului de stat, central și local, precum și a aparatului administrativ din sectoarele de producție și de deservire, va trebui să se realizeze economii de forțe de muncă în vederea asigurării acoperirii necesarului sectoarelor care duc lipsă de brațe de muncă.

Un factor de seamă al dezvoltării neîntrerupte a economiei naționale și al ridicării nivelului de trai al celor ce muncesc, îl constituie reducerea prețului de cost. In legătură cu aceasta, Proiectul de Directive arată că reducerea continuă și sistematică a prețului de cost al producției în industrie, transporturi, construcții, agricultură. circulația mărfurilor, trebuie să fie considerată ca una dintre sarcinile centrale ale celui de-al doilea cincinal.

Prețul de cost trebuie să fie redus în anii cincinalului cu cel puțin 15—20% în industria republicană, cu cel puțin 10% în transporturi, iar în construcții cu cel puțin 20% față de prețul de deviz al anului 1955, în S.M.T. — cu cel puțin 34% față de prețul de cost efectiv din anul 1955, iar al principalelor produse ale G.A.S. (cereale, lapte de vacă, struguri, carne de porcine) în medie cu cel puțin 12,5% față de prețul de cost planificat pe anul 1955.

Cheltuielile de circulație vor trebui micșorate cu cel puțin 20% față de nivelul anului 1955.

Indeplinirea sarcinilor cu privire la reducerea prețului de cost impune necesitatea mobilizării însemnatelor rezerve ale reducerii cheltuielilor de producție și circulație existente, înfăptuirea cu fermitate a regimului de economii **(aplauze)**.

Este necesar ca, pe lîngă ridicarea productivității muncii, în vederea reducerii prețului de cost să se asigure o cheltuire economicoasă a resurselor materiale, bănești și de muncă, să se folosească în mod rațional și cu socoteală mijloacele statului și să se manifeste o grijă deosebită pentru îmbunătățirea activității financiare și economice a întreprinderilor. Aceasta înseamnă că trebuie să se înfăptuiască cel mai sever regim de economii, să se intensifice lupta împotriva rebuturilor, a cheltuielilor neproductive, să se folosească unele tipuri de materiale economicoase, să se folosească pe scară largă înlocuitori corespunzători pentru materialele scumpe și deficitare.

Aplicațiile energiei nucleare în prepararea minereurilor

Ing. **Luigi Dobrescu**

Conferința internațională pentru folosirea în scopuri pașnice a energiei atomice, care a avut loc în luna august 1955 la Geneva, a arătat omenirii vastele posibilități pe care le oferă aplicațiile fizicii nucleare pentru dezvoltarea civilizației.

In țara noastră folosirea în scopuri pașnice a energiei nucleare a devenit o problemă foarte importantă pentru multe sectoare de activitate, în urma hotărîrii Uniunii Sovietice de a ne acorda un ajutor multilateral în acest domeniu.

Intrebuințările energiei nucleare în scopuri pașnice sînt nenumărate. Printre cele mai importante cităm: producerea de energie, folosirea radiațiilor în medicină, biologie, agronomie și tehnică, folosirea atomilor marcați pentru studii științifice și controlul proceselor tehnologice etc.

In prepararea minereurilor, energia nucleară a fost aplicată deocamdată pentru concentrarea substanțelor minerale radioactive și pentru studii teoretice de mare importanță.

Vom arăta în cele ce urmează cîteva aspecte ale acestor aplicații ale energiei nucleare în prepararea minereurilor.

Concentrarea substanțelor minerale radioactive

Substanțele minerale radioactive au proprietatea de a emite continuu raze radioactive care pot fi detectate chiar atunci cînd substanțele sînt în concentrații slabe. Această proprietate poate fi folosită pentru separarea lor de celelalte substanțe minerale care le însoțesc.

Operația de separare poate fi executată manual sau automat (concentrare electronică).

In primul caz separarea se execută pe o masă sau pe o bandă de alegere, bucățile radioactive fiind detectate cu ajutorul unui contor Geiger-Müller, și alese manual de restul materialului.

Concentrarea automată (concentrarea electronică) este asemănătoare cu separarea foto-electrică aplicată uneori în cazul cărbunilor.

In principiu, metoda constă din trecerea minereului bucată cu bucată pe o bandă care circulă cu o viteză de cca 0,11 m/s deasupra unui detector pentru radiații.

La trecerea mineralelor radioactive, detectorul declanșează printr-un sistem electronic de amplificare, a cărui schemă este dată în fig. 1, un releu care pune în mișcare dispozitivul de evacuare a acestor minerale de pe bandă. Pentru obținerea unor rezultate optime este necesar ca minereul să fie clasat în prealabil.

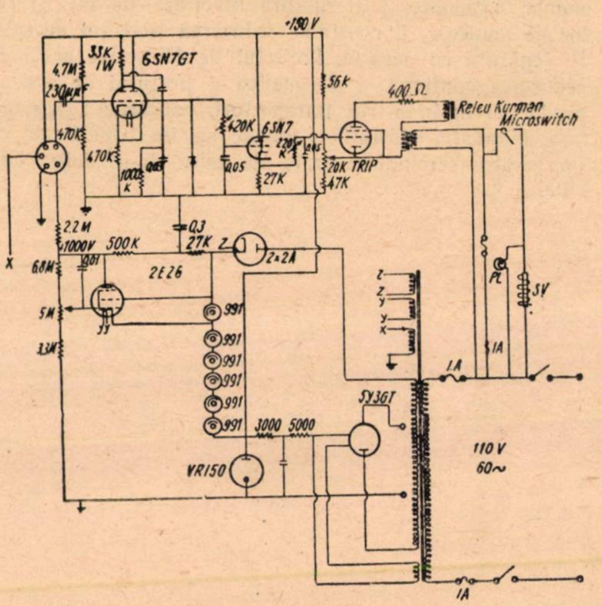


Fig. 1. Circuitul de amplificare al agregatului de alegere automată.

Acest sistem a fost aplicat încă din 1947 pentru concentrarea minereurilor relativ bogate în uraniu. In prezent s-au făcut încercări pentru întrebuințarea unui astfel de aparat și pentru concentrarea minereurilor sărace de uraniu. Minereul studiat a avut un conținut de 0,045—0,08% U_3O_8. Au fost tratate clasele 150—75 mm și 75—38 mm care reprezentau circa 50% din minereu. Materialul sub 38 mm s-a tratat hidrometalurgic. Rezultatele obținute sînt indicate în tabela 1.

Pentru detectare s-au folosit contoare Geiger-Müller și detectoare cu scintilații, ultimele dînd rezultatele cele mai bune.

O foarte interesantă aplicație a energiei nucleare la concentrarea minereurilor este noua metodă de preparare care se aplică deocamdată numai în cazul beriliului.

Tabela 1

Clasa mm	Extracţie cantitativă %	Extracţie în $U_3 0_8$	Conţinuturi % $U_3 0_8$		
			Alimentare	Conc.	Steril
150—75	24,8	94,2	0,045—0,08	0,103	0,01
75—38	25—30	75—80	0,045—0,08	0,015—0,22	0,01—0,02

Noua metodă de preparare se bazează pe o reacţie nucleară indusă care poate fi realizată uşor în practică.

Dacă se bombardează în anumite condiţii beriliul metalic cu raze γ se desvoltă neutroni după reacţia:

$$Be^9 + \gamma \rightarrow n + Be^8$$

care se mai poate scri sub forma: $Be^9 (\gamma, n) Be^8$. Beriliul este elementul care necesită cea mai mică energie de descompunere şi anume reacţia de mai sus este posibilă cînd energia razelor γ are o valoare de minimum 1,63 meV (milioane electronvolţi). Elementul următor care poate fi descompus este hidrogenul greu (deuteriu D^2) a cărui reacţie, $D^2 (\gamma, n) H^1$ are un prag de 2,2 meV. Deci razele γ care au o intensitate de 1,63—2,2 meV vor desvolta neutroni numai cînd acţionează asupra beriliului. Reacţia nucleară depinde şi de probabilitatea ca razele γ să pătrundă în nucleu. Această probabilitate depinde de „secţiunea transversală" a nucleului care este exprimată în barni (10^{-24} cm^2). In cazul reacţiei sus menţionate „secţiunea transversală" este foarte mică, chiar pentru reacţiile nucleare (de ordinul 10^{-3} barni). Din această cauză este necesară pentru producerea reacţiei de o sursă cu mare flux de raze γ, pentru a se produce o cantitate suficientă de neutroni.

Dacă se bombardează un minereu de beriliu cu un curent intens de raze γ, bucăţile care sînt bogate în Be vor emite neutroni suficienţi pentru a putea fi detectate şi apoi separate.

Mineralul principal de Be este berilul $Al_2Be_3 (Si_6O_{18})$ care se găseşte în pegmatite de obicei în cristale mari. Datorită acestui fapt este posibil ca berilul să fie separat automat de restul minereului dacă în prealabil a fost iradiat.

O problemă importantă în această metodă este detectarea neutronilor. Din ecuaţia de dezintegrare a Be rezultă neutroni cu un nivel mare de energie chiar atunci cînd razele γ nu depăşesc 1,63 meV. Detectarea neutronilor rapizi este o problemă grea de rezolvat. De aceea este necesar ca neutronii emişi să fie încetiniţi înainte de detectare. Această operaţie se poate executa cu materiale care conţin H. Dintre toate substanţele încercate (cauciuc, mase plastice etc.) rezultatele cele mai bune le-a dat parafina.

Dacă se interpune între beriliu şi detector un strat de parafină de 2 cm, detectarea este posibilă.

Pentru detectarea neutronilor încetiniţi pot fi folosite diferite tipuri de contoare. Cel mai potrivit detector este contorul umplut cu gaz de triflorură de bor (BF_3) radioactivă.

Izotopul B^{10} se descompune după reacţia $B^{10} (n, \alpha) Li^7$ dacă neutronii au o energie de 2,3 meV. Deoarece „secţiunea transversală" a nucleului este foarte mare (3525 barni pentru B^{10}) pot fi detectate cantităţi mici de neutroni care pătrund în contor.

Dintre contoarele de acest tip cel mai indicat este acela care are un diametru de 2,5 cm şi o lungime a firului de 25 cm. Presiunea BF_3 gazos bogat în B^{10} este de 28—50 cm coloană de mercur.

Semnalul dat de contor este amplificat prin diverse sisteme electronice.

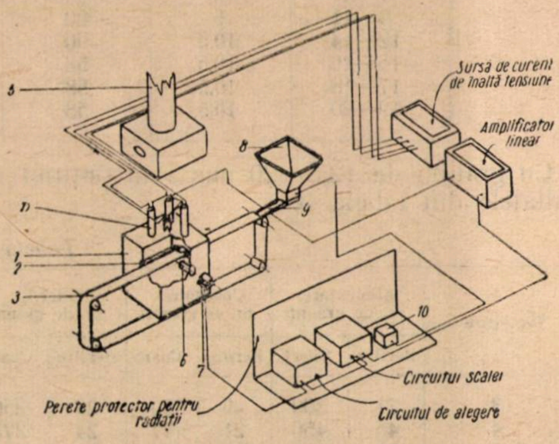


Fig. 2. Ansamblul agregatului de alegere automată.

Instalaţia constă dintr-un bloc de parafină *(1)*, prevăzut cu un şanţ *(2)* orizontal semicircular prin care trece o bandă de cauciuc *(3)* de 7,5 cm lăţime. In mijlocul blocului deasupra benzii se găseşte o fereastră *(4)* prin care pătrund razele γ emise de un generator de raze X *(5)*. Pe bandă în locul unde se produce iradiere, există un ciocănaş *(6)* pentru eliminarea particulelor radioactive, operat de un solenoid *(7)* care este acţionat de un circuit electronic foarte sensibil astfel că 1 sau 2 electroni sînt suficienţi să acţioneze ciocănaşul.

Banda se mişcă cu o viteză de 15—26 cm/s.

Aparatul funcţionează în felul următor: minereul este introdus în pîlnia *(8)* care este prevăzută la partea inferioară cu un alimentator automat *(9)* acţionat de un variator *(10)*. Alimentatorul permite ca pe bandă să cadă la intervale regulate cîte un grăunte de minereu.

Grăunţii de beriliu iradiaţi, emiţînd neutroni, sînt detectaţi de contorii *11*. Prin sistemul de amplificare şi releu, contorul acţionează ciocănaşul *6* care elimină de pe bandă particulele de beril.

Sursa de raze γ pentru iradierea beriliului poate fi constituită din Radium metalic care dă radiațiuni γ între 1,63 și 2,19 meV.

In locul Ra se poate folosi Sb^{124} care are o perioadă de înjumătățire de 60 zile și dă raze γ de 1,7 meV.

Sb^{124} este relativ ieftin (mai puțin de 600 lei/g) și se poate obține din Sb natural prin bombardare în pilele nucleare.

In locul substanțelor radioactive se poate folosi pentru producerea razelor γ un generator de raze X de tip Van Graaf. Generatorii de acest tip folosiți în medicină dau raze γ cu 2 meV.

Metoda aceasta de preparare a fost aplicată în laborator folosindu-se aparatura indicată în fig. 2.

Incercările făcute cu grăunți de 1—10 mm au dat rezultatele indicate în tabela 2.

Tabela 2

Incercarea	Viteza de circulație cm/s	Distanța de la emițător la particule cm.	Curent μ A	Greutatea particulelor g	Nr. de grăunți		
					Alim.	Conc.	Steril
1	6	90	100	15	3	3	0
2	6	90	100	20	6	6	0
3—6	6	90	100	5	24	23	1
7—8	6	9J	100	3	13	10	3
9—11	6	90	100	1	21	9	12
12—14	10,5	90	100	5—3	24—17	22—11	2—6
15—16	10,5	58	100	3	8	8	0
17—18	10,5	58	100	1	10	3	7
19—20	10,5	58	200	1	19	19	0

Cu grăunți de 12,5—20 mm s-au obținut rezultatele din tabela 3.

Tabela 3

Incercare	Alimentare, nr. de grăunți		Concentrat, nr. de grăunți		Steril, nr. de grăunți	
	Beriliu	Cuarț	Beriliu	Cuarț	Beriliu	Cuarț
3	71	300	49	50	23	250
4	45	450	21	77	24	373
5	50	859	38	75	11	784

Din aceste tabele se constată că metoda dă rezultate bune, care la dimensiunile indicate nu pot fi obținute prin nici un alt procedeu de preparare.

Deși metoda nu poate fi aplicată deocamdată decît în cazul beriliului, ea arată perspectivele strălucite pe care energia nucleară le oferă în viitor pentru prepararea minereurilor.

Studii de preparare făcute cu ajutorul atomilor marcați (radioactivi)

Studierea diverselor fenomene capilare care se produc în flotație, cum ar fi acțiunea reciprocă a reactivilor cu suprafețele mineralelor, influența porozității suprafețelor asupra fixării reactivilor etc. a fost mult stînjenită din lipsa unor metode rapide și sensibile de control.

Întrebuințarea elementelor radioactive (atomii marcați) la studiul acestor probleme a permis lămurirea multor chestiuni care rămăseseră nerezolvate. S-a putut astfel să se măsoare suprafața reală a particulelor minerale și să se determine modul cum acționează anumiți reactivi cu suprafața mineralelor, stabilitatea stratelor de colectori la suprafața mineralelor, concentrarea diverșilor ioni la suprafața mineralelor și în soluție etc.

Metoda constă în folosirea la flotație a unor reactivi care conțin atomi radioactivi (marcați) și urmărirea comportării lor în diversele faze ale procesului cu ajutorul unor dispozitive de detectare de tipul contorului Geiger-Muller.

Astăzi orice element poate fi obținut în stare radioactivă. Atomii marcați și moleculele care-i conțin, au aceleași proprietăți chimice ca atomii obișnuiți stabili, însă se deosebesc de aceștia prin aceea că dezintegrîndu-se, emit particule rapide și raze gama, ceea ce face ca să poată fi detectate oriunde s-ar găsi și în cantități oricît de mici.

Atomii marcați pot fi obținuți prin bombardare cu particule elementare. Cantitățile astfel obținute sînt însă mici și costă scump.

În pilele atomice se obțin însă sub formă de fragmente de fisiune nucleară o mare cantitate de atomi radioactivi situați la mijlocul sistemului periodic (între elementul 30 și 60).

Tot în pila atomică se pot obține cantități mari de elemente radioactive introducînd în învelișul de protecție al pilei diferite substanțe pentru a fi expuse bombardamentului de neutroni care se degaje. Astfel se pot obține cantități mari de bor, carbon, azot, oxigen și alte elemente radioactive cu greutăți moleculare mici.

Dintre elementele radioactive folosite în studiul preparării minereurilor, mai importante sînt următoarele:

C^{14} cu perioada de înjumătățire de 5100 ani care emite radiații β. Deobicei se obține sub formă de $BACO_3$ din care se pot prepara celelalte săruri și compuși.

S^{35} cu perioada de înjumătățire de 87,5 zile, emite radiații β. Poate fi obținut și în laborator din sulfatul de sodiu prin iradiere cu ClK radioactivă. Se folosește deobicei ca Ba SO_4 din care se obțin celelalte săruri sau sulf elementar.

P^{32} cu perioadă de înjumătățire de 14,3 ani. Emite radiații β. Se obține sub formă de KH_2 PO_4 sau sub formă de fosfor roșu din care se pot prepara ceilalți compuși.

Se mai folosesc Ca^{45}, Na^{22}, Bo^{131}, Zn^{65} etc.

Reactivii organici și anorganici folosiți în flotație pot fi preparați din elementele radioactive. Compușii simpli ca sărurile anorganice, xantații, aeroflotații, etc. pot fi preparați chiar în laboratoarele de prepararea minereurilor. Substanțele mai complexe (amine, alcooli superiori, terpineol etc.) sînt preparate în laboratoare de specialitate.

La încercări, substanțele radioactive se amestecă cu aceeași substanță neradioactivă. Proporția amestecului trebuie astfel aleasă încît chiar la diluții foarte mici de reactivi substanța radioactivă să poată fi detectată. Deobicei se lucrează astfel ca în soluții să se poată detecta pînă la 0,1 mg/l.

Concentrația unei soluții care conține și substanțe radioactive, se determină măsurînd intensitatea radiației cu ajutorul unui contor. Numărul de impulsuri marcat de contor este direct proporțional cu concentrația substanței radioactive. Pentru stabilirea relației dintre concentrația reactivului și numărul de impulsuri, se fac mai multe măsurători cu concentrații cunoscute de reactiv. Rezultatele sînt trecute pe un grafic care reprezintă dependența dintre numărul de impulsuri și concentrația reactivului. Dependența este liniară. Concentrația necunoscută a unei soluții se măsoară, determinînd numărul de impulsuri dat de contor și citind pe grafic concentrația corespunzătoare.

Operația de măsurare a intensității radioactive a substanțelor din soluție se execută în mai multe feluri.

Dacă substanța se poate usca fără să sufere schimbări atunci din soluție se ia un volum cunoscut (0,1—0,05 ml) de soluție, se așează pe o plăcuță de plexiglas și apoi se lasă să se usuce într-un termostat. Placa cu substanța uscată se așează sub contor la o distanță bine determinată.

Substanțele organice care se descompun prin uscare, se precipită sub forma unui compus insolubil care nu se descompune, sau se transformă într-un compus stabil.

Acizii ditiofosforici, xantații și alte săruri care conțin sulf bivalent radioactiv pot fi oxidate puternic, cu permanganat și hidrat prin încălzire la evaporare. Sulful se transformă în SO_4'' care se precipită ca $BaSO_4$ ce poate fi apoi analizat cu contorul. Pentru determinarea concentrației unei soluții necunoscute, se fac întîi încercări de etalonare cu concentrații cunoscute, pe baza cărora se trasează graficul.

Xantatul poate fi analizat și prin precipitare cu azotat de bismut, de argint, de mercur sau de plumb etc. Excesul de azotat se precipită prin adaos de xantat neradioactiv. Dacă precipitatul este coloidal se adaugă un coagulant. Volumul de precipitat trebuie să fie mereu același. Precipitatele se filtrează cu un ultrafiltru (fig. 3) ca să nu se piardă particulele coloidale.

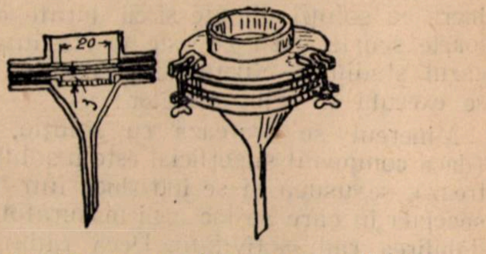


Fig. 3. Ultrafiltru pentru filtrarea precipitatelor.

Ultrafiltrul este astfel construit, încît precipitatul filtrat se scoate odată cu placa filtrantă care servește după uscare și ca suport, la determinarea activității substanței.

Cantitatea de precipitat depusă în ultrafiltru trebuie să fie de maximum 3 mg/cm² și constantă la toate încercările făcute.

Substanțele organice de tipul aminelor, alcooli etc. care conțin C^{14} radioactiv se analizează cu un aparat a cărui schemă de principiu este indicată în fig. 4.

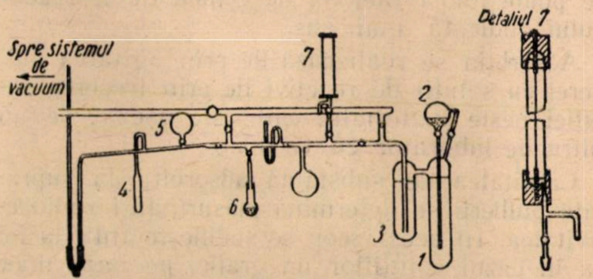


Fig. 4. Schema de principiu a aparatului de analiză a substanțelor organice de tipul aminelor, alcooli etc. care conțin C^{14} radioactiv:

Substanța cîntărită (1—5 mg) cu o microbalanță se introduce în tubul de combustie *1*, unde este oxidată pînă la CO_2 cu ajutorul unui amestec de acid sulfuric, acid fosforic și, acid cromic. CO_2 degajat este prins în buteliile cu aer lichid *3* și *4*. Prin distilare fracțională CO_2 se deplasează în sistemul manometric compus din balonul *5*, de volum cunoscut și un manometru. In felul acesta se poate determina dacă combustia este completă. Bioxidul de carbon măsurat este apoi trimis în contorul Geiger *7* împreună cu un curent de sulfură de carbon care se degajă din vasul *6* prin încălzire.

Indicațiile contorului sînt date prin semnale luminoase și printr-un numărător automat.

Pentru determinarea concentrațiilor soluțiilor, se pot folosi contoare speciale care se introduc direct în soluții păstrîndu-se constantă grosimea lichidului în jurul părții cufundate a contorului.

La studiul adsorbției reactivilor pe suprafețele pulberilor minerale s-a constatat că se obțin erori dacă se măsoară concentrația reactivilor remanentă în soluție. Deaceea în aceste cazuri s-a adoptat metoda de a se trata minereul cu soluții radioactive și apoi să se măsoare radioactivitatea pulberilor.

Metoda are avantajul că se pot determina cantități foarte mici de reactiv adsorbit, se poate lucra cu soluții diluate și cu durate de contact foarte scurte ceea ce este foarte important în cazul studiului cinetic al procesului. Operația se execută în felul următor:

Minereul se tratează cu soluție, se spală (dacă compusul superficial este insolubil) se filtrează, se usucă și se introduce într-o chiuvetă specială în care se fac apoi măsurătorile pentru stabilirea radioactivității. Dacă radioactivitatea este mică se folosesc chiuvete cu diametru de 5 cm și înălțimea de 1,7 cm.

Dacă radioactivitatea este puternică chiuvetele folosite au un diametru de 1,7 cm și înălțimea de 0,5 cm. Deoarece grosimea probei este cu mult mai mare decît spațiul parcurs de particulele emise de atomul radioactiv se poate admite că în aceleași condiții, conținutul nu depinde de înălțimea și densitatea probei ci numai de greutate și distanța de la probă la contor.

In cazul adsorbției reactivilor ce conțin C^{14}, de către minerale care nu se descompun prin tratare cu amestecuri oxidante (de ex. cuarțul) se poate folosi metoda de combustie a reactivului indicată mai sus.

Adsorbția se realizează fie prin agitarea pulberei cu soluții de reactivi fie prin trecerea soluției peste materialul care este așezat pe un filtru de laborator cu vacuum.

Cantitatea de substanță adsorbită la suprafața pulberii se determină măsurîndu-i radioactivitatea. In acest scop se stabilește intii la fel ca în cazul soluțiilor un grafic, pe baza unor măsurători făcute cu cantități de substanță adsorbită cunoscute. Folosind graficul se poate apoi determina după numărul de impulsuri, o cantitate necunoscută de substanță adsorbită la suprafața mineralului.

Pentru construirea graficelor există mai multe metode de determinare a cantității de substanță adsorbită la suprafața mineralului și anume:

Dacă la suprafața mineralului se formează compuși greu solubili, se poate admite că în volume mici de soluții diluate, adsorbția reactivului se face complet.

In acest caz se introduc mai multe probe de minereu de volume constante în soluții care au concentrații diferite și se agită timp de 24 ore pentru a se produce adsorbția completă a reactivului. După aceasta, pulberile se filtrează și li se analizează radioactivitatea.

Se trasează graficul concentrației în funcție de numărul de impulsuri.

Dacă reactivul nu se adsoarbe în întregime se procedează astfel:

Se ia o probă de mineral uscat și se majorează cu diverse cantități reduse de reactiv în prezența unui mic adaus de apă. Probele se usucă, se determină radioactivitatea și apoi se trasează graficul activității pulberii. O altă metodă constă în tratarea pulberii cu soluție de diverse concentrații și determinarea după filtrare a cantității de reactiv rămasă în filtrat. Diferența reprezintă cantitatea de reactiv fixată pe mineral.

Prin măsurarea radioactivității pulberii se poate trasa graficul activității.

Contoarele cele mai indicate pentru măsurarea activității soluțiilor sau pulberilor care conțin atomi marcați de C^{14}, S^{35}, Ca^{45} etc. sînt cele de tipul Geiger-Müller cu fereastra frontală de mică (fig. 5).

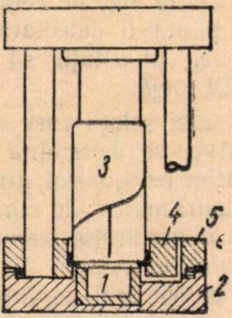


Fig. 5. Contor de tipul Geiger-Muller cu fereastra frontală de mică.

Tubul contorului *(3)* se fixează pe o placă *(4)* de masă plastică care se etanșeizează în suportul *2* format din același material. Intre placă și suport există un canal *5* care rămîne deschis în timpul manevrării materialelor pentru eliminarea aerului. Chiuveta *(1)* cu material se așează sub tubul contorului în mijlocul suportului *2*.

Instalațiile folosite în U.R.S.S. pentru studiul acțiunii reactivilor cu atomi marcați constau dintr-un tub Geiger-Müller cu fereastra de tipul celuia descris mai sus și dintr-un agregat de măsurat impulsurile compus dintr-un redresor de mare voltaj (tip BSE. 2500) cu stabilizare electronică a blocului de amplificare (tip BGS) și un aparat de calculație tip BS-64 prevăzut cu contor electric.

Dintre studiile executate pînă în prezent cu atomi marcați cităm următoarele:

Studiul adsorbției mercaptanilor la suprafața mineralelor de zinc (blendă, zincit, willenit).

Studiul adsorbției acetatului de dodecilamină la suprafața hematitei și efectul ei asupra flotației.

Studiul adsorbției ionilor de Ca și Na asupra piritei.

Studiul acțiunii dibutilditiofosfatului asupra flotației selective a galenei și blendei.

Studiul adsorbției ionilor de sodiu la suprafața cuarțului.

Studiul adsorbției acetatului de dodecilamină la suprafața cuarțului.

In toate aceste studii s-a reușit să se stabilească modul cum se fixează reactivii respectivi la suprafața mineralelor, influența diverșilor ioni asupra fixării reactivilor, grosimea stratului de adsorbție etc., trăgîndu-se concluzii interesante asupra mecanismului reacțiilor de suprafață.

Concluzii

Posibilitățile de aplicare a energiei atomice în prepararea minereurilor se dovedesc a fi foarte largi. Deocamdată energia atomică are o aplicație relativ redusă în cazul concentrării substanțelor minerale și anume numai în cazul minereurilor care conțin elemente radioactive sau care pot fi ușor radioactivizate. Este posibil totuși ca, în viitor, prin folosirea unor substanțe radioactive cu acțiune specifică, să se realizeze concentrarea unei game mari de substanțe minerale. De asemenea este posibil să se găsească o nouă metodă pentru separarea grăunților fini de minerale activate prin dezagregare sau tratare cu substanțe radioactive.

In ceea ce privește studiile teoretice de preparare, atomii marcați și-au găsit o extraordinar de largă aplicare în special la cercetarea fenomenelor ce apar în flotație. Se poate întrevede că în viitor metoda cu atomi marcați să fie aplicată și la alte studii cum ar fi de exemplu stabilirea precisă a legilor de sfărîmare pentru materialele fine, căderea particulelor fine în suspensii minerale etc.

Folosirea atomilor marcați la controlul instalațiilor de preparare n-a fost introdusă încă în practica preparării. Totuși și în acest domeniu se întrevăd posibilități mari mai ales în privința controlului concentrației de reactivi din tulbureli la flotație și cianurație.

In rezumat se poate trage concluzia că dezvoltarea cunoștințelor privitoare la energia atomică va influența puternic în anii următori și prepararea minereurilor care va ajunge la un progres nebănuit pînă în prezent.

Bibliografie

Gaudin M. A. și *Charles W. D.*: Adsorbția calciului și sodiului la suprafața piritei, Mining Engineering, nr. 2, 1953, februarie.

Gaudin M. A. și *alții*: Atomi marcați în cercetările de prepararea minereurilor, Engineering and Mining Journal, nr. 3, 1948, martie.

Gaudin M. A., Dashe J., Pannell J., Freyberger L. W.: Folosirea unei reacții nucleare induse pentru concentrarea Beriliului, Mining Engineering, 4, 1950, aprilie.

Mitrofanov S. I.: Indrumător pentru încercările de laborator de prepararea minereurilor, ed. II, Metallurgizdat, Moscova, 1955.

Betteus A. M., Lapointe C. M.: Concentrarea electronică a minereurilor sărace de uraniu, The Mining Journal, London, nr. 22/1955, iulie.

★

ПРИМЕНЕНИЕ ЯДЕРНОЙ ЭНЕРГИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ РУДЫ

Резюме

Описываются основные виды применения ядерной энергии при обогащении руды.

Благодаря естественным радиоактивным свойствам, которыми обладают или которые приобретаются искусственным способом специальной обработкой, ряд полезных ископаемых может быть отделен от пустой породы. Рассматриваются применяемые на практике методы обогащения, основанные на данном принципе.

При исследовании обогащения руды, особенно флотационной, широко применяются радиоактивные изотопы. Приводится методика лабораторных испытаний в исследованиях флотации при помощи содержащих радиоактивные атомы реагентов и применяемая аппаратура.

★

DIE ANWENDUNGEN DER ATOMKERNENERGIE BEI DER ERZAUFBEREITUNG

In dem Artikel weist man auf die wichtigsten Anwendungen der Atomkernenergie bei der Erzaufbereitung hin.

Dank natürlichen oder durch spezielle Behandlungen künstlich bekommen radioaktiven Eigenschaften, können manche Nutzmineralien von der begleitenden Saugart abgesondert werden.

Man beschreibt die in der Praxis angewendendeten Konzentrationssysteme, die sich auf dieses Prinzip stützen.

Eine umfangreiche Anwendung haben die radioaktiven Isotopen in den Versuchsstudien für Erz–und insbesondere für Schwimmaufbereitung gefunden. Man beschreibt weiter die Methodologie der Laboratoriumsversuche bei den Studien der Schwimmaufbereitung, mittels radioaktive Atome enthaltendes Reagens, sowie die benützte Apparatur.

Noutăți în săparea galeriilor în roci tari și foarte tari

Ing. **Liviu Șandru**
Lector la Inst. de Mine, București

Necesitatea săpării rapide a lucrărilor miniere, în roci tari și foarte tari, a ridicat o serie de probleme, de a căror rezolvare integrală sau parțială, vorbesc rezultatele obținute pînă în prezent.

Dacă în anul 1949, la săparea tunelului Carlton (Colorado), înaintarea de 573 m/lună (31 zile lucrătoare), a constituit o cifră record în minerit, începînd din anul 1949 și pînă astăzi, această cifră a fost depășită aproape de două ori.

Ca exemple se pot da următoarele înaintări record:

— înaintarea record de 745 m/lună (31 zile lucrătoare obținute în galeria Owens Gorge Project din California (între 24 oct.—2 dec. 1949);

— înaintările record de 750—800 m/lună obținute prin organizarea lucrului la mai multe fronturi de lucru în U.R.S.S.;

— înaintarea record de 870,50 m/lună, obținută în una din galeriile transversale din mina Jackymov-Cehoslovacia.

De remarcat că toate aceste realizări s-au obținut în roci tari și foarte tari.

Corespunzător acestor cifre, înaintările record pe schimb și zi sînt redate în tabela 1.

Tabela 1

	Tunel Carlton S.U.A.	Galeria Owens Gorge Pr. S.U.A.	Gal. transv. mina Jackymov—R.C.S.
Schimb de 8 ore . . .	8,25 m	12,50 m	12,30 m
Trei schimburi/zi . . .	22,60 m	31,75 m	32,30 m

Toate înaintările record, după cum s-a văzut, reprezintă rezultatul posibilității alegerii unui utilaj cît mai corespunzător precum și a unei bune organizări a muncii.

Rezultatele obținute, nu reprezintă însă limitele maxime ce se pot atinge la săparea lucrărilor miniere, tendința tehnicii actuale fiind de a obține noi recorduri, cu mult superioare celor existente.

Astăzi, înaintarea de 250—400 m/lună, este considerată în U.R.S.S. și în alte țări ca o înaintare obișnuită, iar media înaintărilor record poate fi apreciată la circa 700—750 m/lună.

Săparea unei galerii, comportă în general, următoarele operațiuni:

— perforarea găurilor;

— încărcarea găurilor, burarea și aprinderea lor;

— încărcarea și evacuarea rocii rezultate în urma exploziei;

— susținerea și amenajarea galeriei.

Din cauza cadrului prea vast, ce ar trebui să-l cuprindă articolul de față, în cazul cînd s-ar trata amănunțit fiecare operație din frontul de lucru, se vor face numai unele precizări și se vor indica progresele obținute în legătură cu alegerea tipului de sîmbure, la săparea lucrărilor orizontale.

SIMBURI FOLOSIȚI LA SĂPAREA GALERIILOR

Una din problemele de bază a procedeului de abataj cu exploziv, folosit la săparea galeriilor, este amplasarea găurilor de mină, pe suprafața de înaintare.

Toate felurile de găuri de mină (de sîmbure, de lărgire, de profilare) au un scop bine definit, totuși dintre ele, importanța cea mai mare o au găurile de sîmbure.

Astăzi, există două tipuri principale de sîmbure, folosite la săparea lucrărilor miniere. Primul, este sîmburele conic sau trapezoidal, al cărui principiu este cunoscut peste tot, iar al doilea, este sîmburele cilindric (cu găuri paralele) al cărui principiu este cunoscut mai puțin.

a) **Principiul sîmburelui cilindric.** Prin sîmbure cilindric se înțelege:

1. Perforarea unei serii de găuri de mină, paralele cu direcția de înaintare a lucrării miniere (fig. 1).

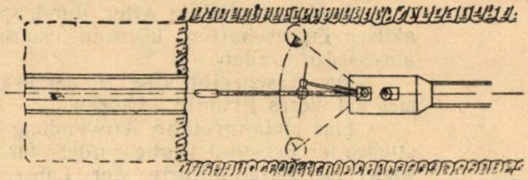


Fig. 1. Cărucior de perforat, utilizat pentru perforarea găurilor de mină paralele.

2. Incărcarea cu exploziv, a unui anumit număr din aceste găuri, în așa fel ca totdeauna

să rămînă două sau mai multe găuri de mină neîncărcate alături de o gaură încărcată; găurile neîncărcate se numesc şi găuri de degajare. Acest mod de încărcare trebuie să permită expansiunea gazului rezultat în urma exploziei spre găurile vecine, sfărîmîndu-se în felul acesta roca dintre găuri (fig. 2, 3, 4).

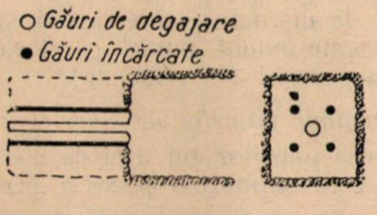


Fig. 2. Schema frontului reprezentînd amplasarea găurilor încărcate şi de degajare (paralele şi apropiate).

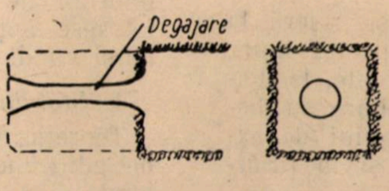


Fig. 3. Schemă reprezentînd situaţia frontului după împuşcarea unui prim rînd de găuri amplasate ca în fig. 2.

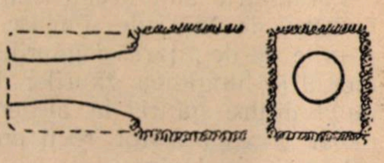


Fig. 4. Schemă reprezentînd situaţia frontului după împuşcarea unui al doilea rînd de găuri amplasate ca în fig. 2.

3. Proiectarea rocii sfărîmate în urma exploziei prin încărcături suplimentare, în general paralele cu primele găuri de mină şi cîteodată foarte puţin înclinate (2...3°).

b) Avantajele sîmburelui cu găuri paralele

1. Este evident că un sîmbure ale cărui găuri de mină sînt paralele cu direcţia de înaintare a galeriei, permite perforarea găurilor de mare adîncime, teoretic nelimitate, faţă de găurile de sîmbure înclinate, care sîn limitate din cauza dimensiunilor lucrărilor. Acest avantaj, duce la realizarea de salturi (pasuri) de înaintare din ce în ce mai mari.

2. Permite o perforare simplă a găurilor de sîmbure înclinate, care sînt limitate din cauza vărat că pînă la punerea la punct a metodei, perforarea de găuri paralele, reprezenta dimpotrivă o dificultate, deoarece era foarte greu de a executa o gaură de mină perfect paralelă cu una vecină, dar astăzi prin folosirea cărucioarelor de perforat, problema s-a simplificat mult.

3. Sîmburele cilindric, permite în absenţa unui cărucior de perforat, o concentrare mare a ciocanelor perforatoare în front (circa 1 ciocan perforator la o secţiune de 2—2,5 m²). De aici rezultă o reducere substanţială a timpului total de perforare.

4. Permite o încărcare rapidă a materialului rezultat în urma exploziei, ca urmare a distanţei mici, de la frontul nou creiat, la care este aruncat materialul (fig. 5).

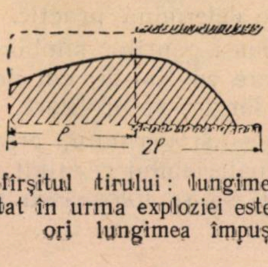


Fig. 5. Sfîrşitul tirului: lungimea grămezii materialului rezultat în urma exploziei este aproximativ de două ori lungimea împuşcăturii.

Avantajele enumerate, scot în evidenţă că sîmburele cilindric răspunde întru totul cerinţelor tehnicii actuale, adică de a obţine salturi cît mai mari la o împuşcare, de a reduce timpul total de perforare al găurilor de mină şi de a reduce timpul de încărcare şi evacuare a rocii.

c) Condiţiile ce trebuie să le îndeplinească sîmburele cilindric

Pentru a ajunge însă la rezultatele pe care le poate oferi sîmburele cilindric, trebuie să se realizeze următoarele:

1. Să se perforeze găurile sîmburelui cu anumite diametre, deoarece secţiunea găurilor încărcate, depinde de secţiunea găurilor de degajare şi de distanţa de proiectare a rocii sfărîmate sub acţiunea exploziei. Astfel cu cît distanţa dintre găuri este mai mare, cu atît diametrul găurilor de degajare va trebui să fie mai mare.

2. Distanţa de aruncare a materialului rezultat în urma exploziei, nu trebuie să depăşească de două ori lungimea saltului (pasului) de înaintare (luînd în consideraţie noul front). Dacă este necesară o mărunţire mai accentuată a rocilor, atunci grămada de material rezultat din explozie poate fi de trei ori lungimea saltului (pasului). In general, cu cît mărunţirea este mai mare, cu atît distanţa de proiectare a rocii este mai mare.

Dacă mărunţirea materialului este corespunzătoare, însă distanţa lui de aruncare este prea mare, atunci trebuie să se reducă cantitatea de exploziv.

3. Să se perforeze un număr corespunzător de găuri de sîmbure, la anumite distanţe una faţă de alta, de oarece distanţa dintre găuri verifică gradul de mărunţire al materialului (ceea ce permite a se aprecia dacă s-a folosit o cantitate corespunzătoare de exploziv), iar un număr prea mare de găuri favorizează un procentaj mare de rocă proiectată şi încărcături de exploziv neexplodate.

4. Să se folosească tipul de exploziv corespunzător rocii în care se exercită săparea, deoarece pentru fiecare categorie de rocă, există o anumită viteză critică a explozivului.

5. Gaura încărcată să se amplaseze în aşa fel, încît să se găsească în mijlocul unui cilin-

dru înconjurat din toate părţile de găuri de degajare. Diametrul acestui cilindru trebuie să fie ales în aşa fel, ca întreaga energie a exploziei, să producă ruperea rocii din interiorul lui şi mărunţirea dorită.

d) Stabilirea parametrilor sîmburelui cu găuri paralele

Parametrii sîmburelui cilindric se referă la numărul de găuri de sîmbure, la raportul dintre găurile de degajare şi găurile încărcate, la diametrul şi lungimea găurilor de sîmbure, la distanţa dintre găuri, la alegerea tipului de exploziv corespunzător rocii precum şi la încărcătura de exploziv.

Toţi aceşti parametri, se stabilesc practic, prin experimentări de durată, însă pe baza încercărilor întreprinse pînă acum, s-a ajuns la anumite rezultate care pot constitui indicaţiile preliminare pentru cazul folosirii sîmburelui cilindric în roci de alt tip, sau în alte mine.

Unul din factorii principali de care depind parametrii sîmburelui cilindric, este tăria rocilor.

Pentru stabilirea parametrilor sîmburelui cilindric se va folosi scara prof. M. M. Protodiakonov.

1. *Stabilirea numărului găurilor de sîmbure.*

In afară de tăria rocilor, numărul găurilor de sîmbure, depinde şi de lungimea saltului. La creşterea lungimii saltului, creşte şi numărul găurilor de sîmbure (fig. 6).

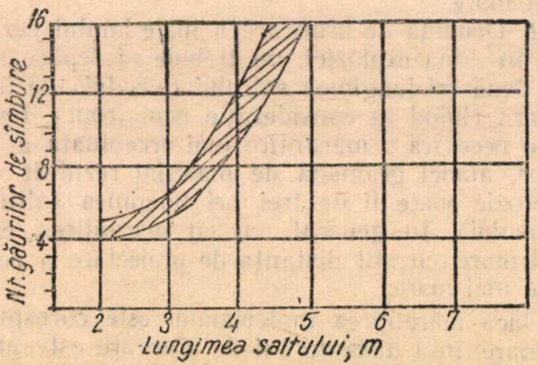


Fig. 6. Graficul creşterii lungimii saltului funcţie de numărul găurilor de sîmbure

2. *Stabilirea raportului dintre găurile de degajare şi găurile încărcate.*

Raportul dintre găurile de degajare şi găurile încărcate este în continuă creştere, de la rocile foarte tari la rocile moi (fig. 7).

3. *Stabilirea diametrului găurilor de sîmbure.*

Diametrul găurilor de sîmbure, depinde de utilajul de perforare folosit. După diametru, sîmburele cilindric se poate împărţi în două grupe:

a) sîmburi cu găuri de diametru normal (30—40 mm).

b) sîmburi cu găuri de degajare de diametru mare, (200 mm, 125—100 mm şi 90—75 mm).

In ceea ce priveşte împuşcarea, rezultatele obţinute au fost excelente pentru fiecare diametru de gaură, perforarea însă, odată cu mărirea diametrului găurii s-a executat din ce în ce mai greu, necesitînd utilaj nou, bazat pe alte principii (sondeze, perforatoare rotativ-percutante etc).

Din cauză că nu s-a ajuns încă la perfecţionarea deplină a uţilajului necesar executării găurilor de mină de diametru mare, astăzi se folosesc aproape pretutindeni numai găuri de mină cu diametrul normal (30—40 mm).

4. *Stabilirea lungimii găurilor de sîmbure.*

Teoretic, lungimea găurilor nu depinde decît de adîncimea la care sîmburele poate fi perforat.

În cazul găurilor adînci, pe lîngă celelalte considerente, la stabilirea lungimii găurilor trebuie de luat în considerare şi protejarea susţinerii (dacă este cazul).

Practic, lungimea economică a unei împuşcături este limitată, corespunzător naturii şi tăriei rocilor la 1,5—2 ori dimensiunea minimă a lucrării miniere. S-a estimat că lungimea maxim posibilă nu trebuie să depăşească 6 m.

Timpul de perforare, creşte odată cu creşterea lungimii găurii de mină, iar viteza de perforare scade cu creşterea lungimii găurii, din cauza frecărilor mai mari, din cauza eliminării greoaie a prafului rezultat la perforare, din cauza numărului mai mare de sfredele etc.

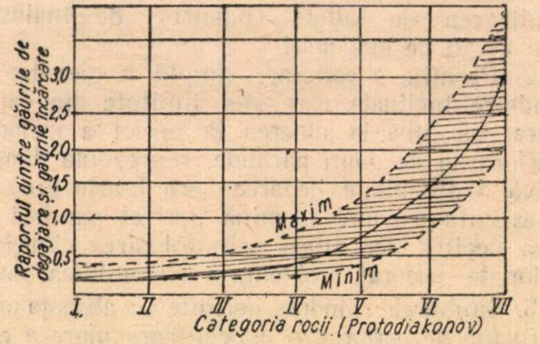


Fig. 7. Graficul raportului dintre găurile de degajare şi găurile încărcate.

Din această cauză, trebuie de ales o lungime a găurilor de sîmbure în aşa fel, încît să se poată obţine o creştere a saltului.

După cum se vede în fig. 8, curba reprezintă o înaintare maximă pentru o anumită lungime a găurilor de sîmbure. Lungimea optimă a găurilor de sîmbure se determină practic.

În general, lungimea găurilor sîmburelui trebuie să fie mai mare cu 10—20 cm decît lungimea găurilor de lărgire şi profilare.

Specialiştii francezi şi germani, prescriu că pentru eliminarea materialului rezultat prin împuşcarea sîmburelui să se folosească găuri ajutătoare.

Din experiența minelor din Rudabánya (R.P. Ungaria), rezultă că pînă la o lungime a găurilor de sîmbure de 4 m, nu sînt necesare găuri ajutătoare. Aruncarea materialului rezultat prin împușcarea sîmburelui cilindric în lungime maximă de 4 m se poate realiza prin mărirea cantității de exploziv (sub 10%).

Pentru lungimi mai mari de 4 m, este necesar a se perfora 2—4 găuri ajutătoare.

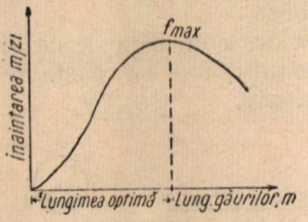


Fig. 8. Graficul reprezentînd înaintarea maximă funcție de lungimea găurilor.

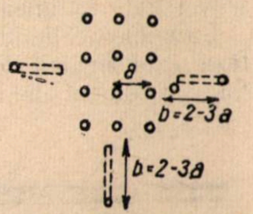


Fig. 9. Amplasarea găurilor ajutătoare.

Găurile ajutătoare, se amplasează la o distanță de 25—70 cm de găurile sîmburelui cilindric, funcție de natura și tăria rocilor (fig. 9).

In găurile de lărgire se introduce o cantitate redusă de exploziv (0,2—0,3 kg pe gaură).

5. *Stabilirea distanței dintre găurile de sîmbure.*

Pe baza rezultatelor practice obținute, ținînd cont de natura și tăria rocilor, distanța dintre găurile de sîmbure (pentru găuri de diametru normal) este redată în graficul din fig. 10.

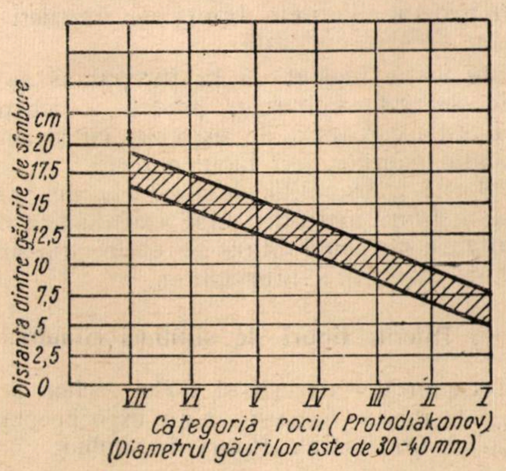


Fig. 10. Stabilirea distanței dintre găurile de sîmbure.

Dacă găurile de degajare au un diametru dublu celui de la găurile încărcate, adică 70—80 mm, atunci distanța dintre găurile sîmburelui se va majora de 1,5 ori.

Distanța dintre celelalte găuri (de lărgire, de profilare) rămîne aceeași.

6. *Alegerea tipului de exploziv.*

Fig. 11 reprezintă tipul de exploziv indicat funcție de natura și tăria rocilor.

Dacă explozivul disponibil sau autorizat într-o exploatare, nu poate fi de un anumit tip (cel indicat în diagramă), corespunzător unei anumite viteze de explozie, distanța dintre găurile de sîmbure trebuie să fie modificată, deoarece ea este direct proporțională cu viteza de explozie a explozivului.

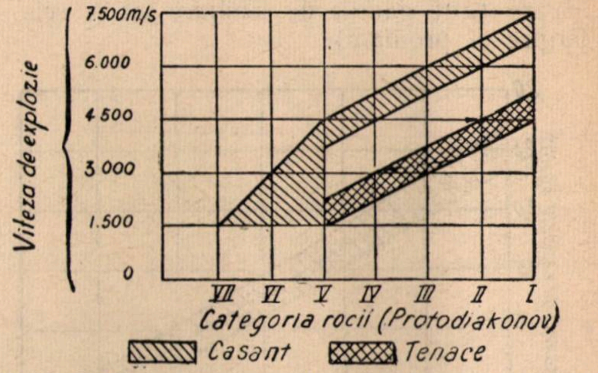


Fig. 11. Tipul de exploziv indicat funcție de natura și tăria rocilor.

Din fig. 11 se desprinde că pentru rocile casante, sînt indicați explozivi cu mare intensitate de șoc (brizanți), pe cîtă vreme pentru rocile tenace trebuie folosit un exploziv mai puțin brizant însă cu o expansiune de gaze relativ mare, pentru a avea o anumită putere de proiectare a rocii rezultată din explozie.

Specialiștii din R. P. Ungară, corespunzător tipurilor de explozivi folosiți la ei, au stabilit explozivii indicați pentru diferitele categorii de roci (tabela 2).

Tabela 2

Denumirea explozivului	Categoria rocii după scara prof. Protodiakonov
Paxit	VII a, VII, VI a, VI
Amino dinamită	V a, V, IV a, IV, III a, III
Dinamită	III, II, I

7. *Determinarea consumului de exploziv.*

Pentru determinarea consumului de exploziv se folosesc diagramele din fig. 12, 13 și 14.

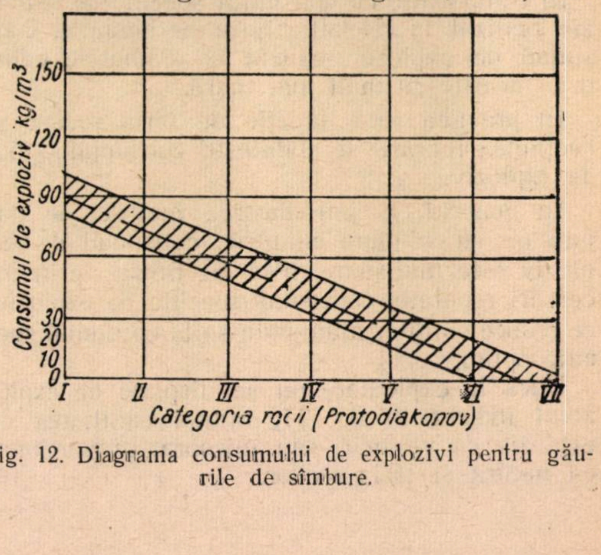


Fig. 12. Diagrama consumului de explozivi pentru găurile de sîmbure.

Fig. 12 reprezintă consumul de explozivi (kg/m³) pentru găurile de sîmbure; în fig. 13, consumul de explozivi (kg/m³) pentru găurile de lărgire și profilare, iar fig. 14 reprezintă consumul de explozivi (kg/m³) pentru întreaga secțiune de săpare (atît găurile de sîmbure cît și cele de lărgire și profilare).

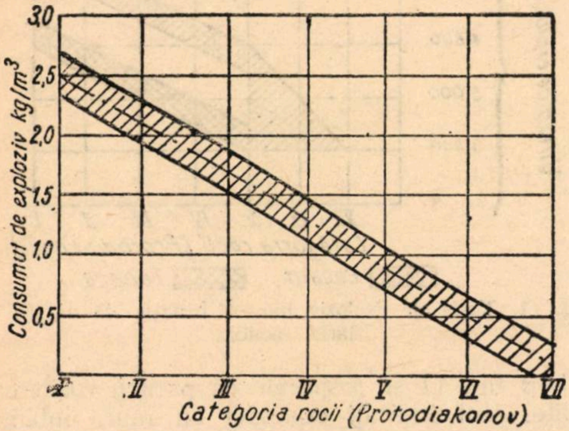


Fig. 13. Diagrama consumului de explozivi pentru găurile de lărgire.

Din diagramele din fig. 12, 13 și 14, se vede că în rocile eruptive, consumul de exploziv este de 1,7—3 kg/m³, în rocile de tărie mijlocie de 0,8—2 kg/m³, iar în rocile moi, mai mic de 1 kg/m³.

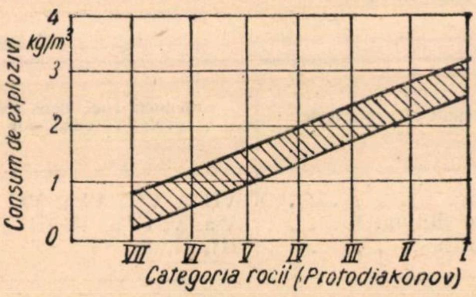


Fig. 14. Diagrama consumului de explozivi pentru întreaga secțiune de săpare.

În comparație cu consumul specific de exploziv realizat la celelalte tipuri de sîmbure, consumul de exploziv realizat la sîmburele cilindric nu este cu mult mai mare.

In practică însă, funcție de tăria rocilor și secțiunea lucrării se stabilește consumul optim de exploziv.

În general, la introducerea metodei de împușcare cu sîmbure cilindric, consumul de exploziv este mai mare, însă cu timpul, prin încercări repetate, consumul specific de explozivi se reduce simțitor ajungîndu-se la consumul specific optim.

Dacă la exploatare nu se dispune de explozivul indicat în fig. 11, atunci cantitatea de exploziv se va mări sau micșora, proporțional cu natura și tăria rocilor.

8. *Incărcarea și aprinderea găurilor.*

La moduri diferite de încărcare cu explozivi a găurilor de mină, se pot obține rezultate diferite în legătură cu mărunțirea materialului sau cu energia de explozie.

Intercalațiile de lemn, fig. 15, pot fi utilizate pentru a mări forța exploziei în găurile adînci. Dopurile de lemn nu trebuie să umple întreaga secțiune a găurii, deoarece explozia se propagă traversînd secțiunea liberă.

Lungimea calupurilor de lemn depinde de viteza explozivului. Intrebuințarea lor poate reduce consumul de exploziv.

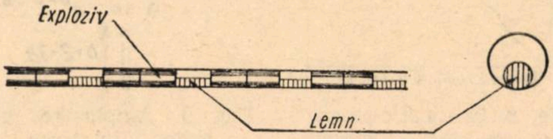


Fig. 15. Schemă reprezentînd așezarea dopurilor de lemn în găurile de mină adînci.

Specialiștii unguri arată că rezultate bune s-au obținut cu următoarele lungimi ale dopurilor de lemn: 4 cm pentru cazul folosirii paxitului, 6 cm în cazul folosirii aminodinamitei și 8 cm în cazul folosirii dinamitei.

In legătură cu aprinderea încărcăturilor de exploziv, se folosesc următoarele întîrzieri:

— întîrzieri de 1 sau $^1/_2$ secundă.

— micro întîrzieri de ordinul 30—60 ms.

Intrebuințarea întîrzierilor este funcție de costul capselor și de categoria rocii.

In general diferitele tipuri de întîrzieri trebuie să fie experimentate.

Este foarte indicat ca la început să se împuște separat sîmburele, pentru a determina dacă atît încărcătura de exploziv cît și amplasamentul găurilor, s-a făcut corect.

Datorită consumului de exploziv mai redus, precum și unei mărunțiri mai accentuate a rocii, rezultatele cele mai bune se obțin prin procedeul de împușcare milisecundă.

e) **Diferite tipuri de sîmburi cilindrici**

Corespunzător naturii și tăriei rocilor, la săparea lucrărilor miniere, s-au experimentat și se aplică următoarele tipuri de sîmbure:

1. *Sîmburi orizontali, cu găuri de diametru normal (30—40 mm)*

Din această categorie fac parte:

— *sîmbure în formă de treflă* (fig. 16). Poate fi utilizat atît în rocile tenace cît și casante. Gaura centrală nu este încărcată, iar 3—4 găuri sînt plasate pe un cerc, de aceeași rază, în jurul găurii centrale;

— *sîmbure în formă de treflă inversată.* Acest tip de sîmbure este invers sîmburelui precedent, prin aceea că singura gaură încărcată este cea centrală. Dă rezultate bune numai în roci casante. Se lasă neîncărcate 3—4 găuri de mină (fig. 17).

După tăria rocilor, tipurile de sîmburi în formă de treflă dau o deschidere circulară pe întreaga lungime a încărcăturii. Diametrul acestei deschideri, depinde de numărul găurilor și de dispoziția încărcăturii de exploziv în gaură.

— *sîmbure patrat sau rectangular* (fig. 18).

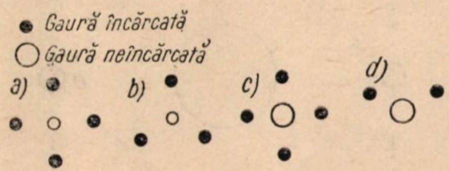


Fig. 16. Sîmbure în formă de treflă:
a — roci tari casante (*I, II, III*) *) ; b — rocì de tărie medie casante (*II, III, IV*) ; c — roci moi tenace (*IV, V, VI*) ; d — roci tenace (*V, VI, VII*).

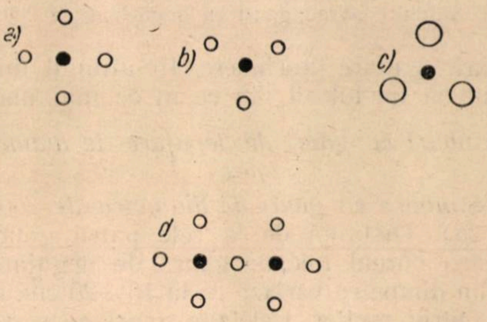


Fig. 17. Sîmbure în formă de treflă inversată:
a — roci casante sau de tenacitate medie (*IV, V, VI, VII*) ; b — roci casante (*IV, V, VI*) ; c — roci foarte casante sau foarte tenace (*IV, V, VI, VII*) ; d — roci foarte casante sau foarte tenace (*IV, V, VI, VII*).

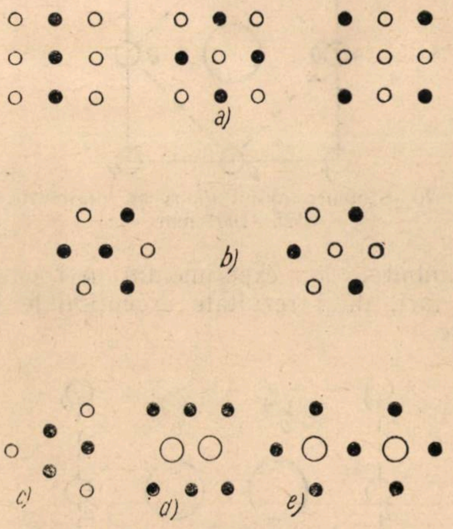


Fig. 18. Sîmbure patrat sau rectangular:
a — roci casante sau tenace (*II, III, IV, V*) ; b — roci casante sau tenace ; c — roci casante ; d — roci tenace ; e — roci casante (*IV, V, VI*).

— *sîmbure în fantă* (fig. 19). Este tipul de sîmbure foarte eficace, deoarece are fața liberă de rupere cu mult mai mare decît la celelalte tipuri de sîmbure.

Este un sîmbure, în general cu cinci sau mai multe găuri, funcție de tipul rocilor în care se lucrează. Din aceste găuri, 2—3 găuri sînt încărcate cu exploziv. Poziția fantei poate fi orizontală sau verticală.

Sîmburele se poate plasa atît în spre acoperiș cît și spre culcuș, urmărind orientarea clivajului.

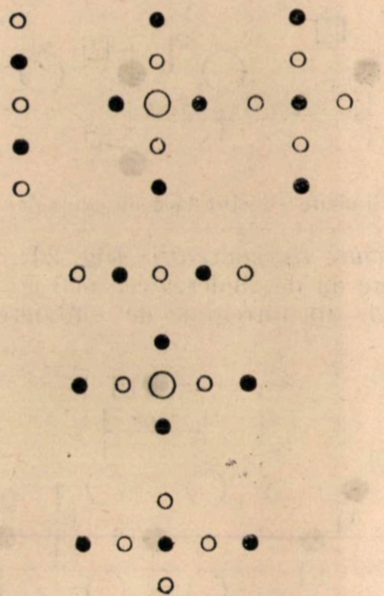


Fig. 19. Sîmbure în fantă.

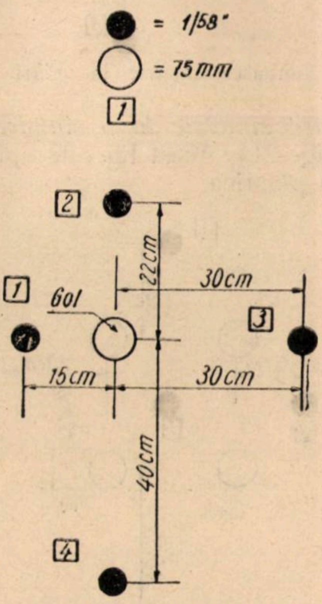


Fig. 20. Sîmbure tip concentric.

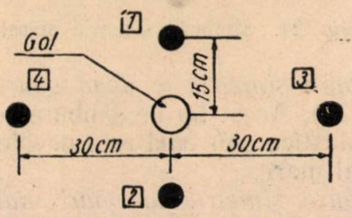


Fig. 21. Sîmbure simetric la o singură gaură de degajare.

---

*) Cifrele romane din toate figurile reprezintă categoria rocilor după scara prof. Protodiakonov.

Se poate întrebuința în roci moi sau tari, plastice sau casante.

Este, în general, cel mai indicat tip de sîmbure pentru a demara studiile noi, deoarece cere foarte puține schimbări ale vechiului amplasament al găurilor.

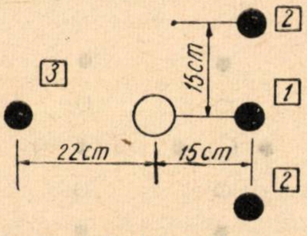


Fig. 22. Sîmbure simetric la două găuri de degajare.

— *Sîmbure tip concentric* (fig. 20). Acest tip de sîmbure dă deschiderea cea mai eficace, însă ea depinde în întregime de întîrzierea capsei nr. 1.

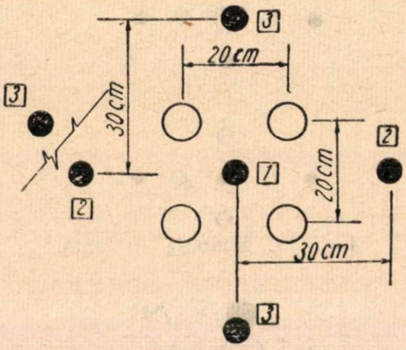


Fig. 23. Sîmbure simetric la găuri multiple.

— *Sîmbure simetric la o singură gaură de degajare* (fig. 21). Acest tip este aplicat la roci foarte puțin plastice.

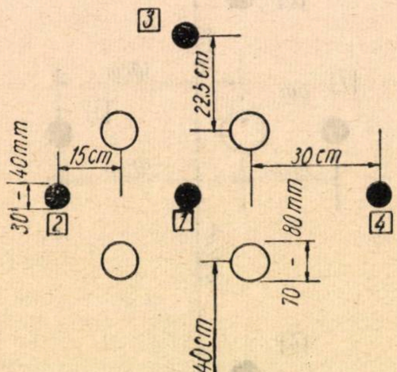


Fig. 24. Sîmbure simetric spiral.

— *Sîmbure simetric la două găuri de degajare* (fig. 22). Acest tip de sîmbure se aplică la roci mai plastice sau cînd este nevoie de o deschidere mai mare.

— *Sîmbure simetric la găuri multiple* (fig. 23). Acest tip de sîmbure poate fi folosit la roci puțin casante sau pentru a obține un consum de exploziv redus.

— *Sîmbure simetric spiral* (fig. 24). Se poate folosi pentru toate tipurile de roci, unde este necesară o mare deschidere. In ultimul timp a început să fie folosit din ce în ce mai mult.

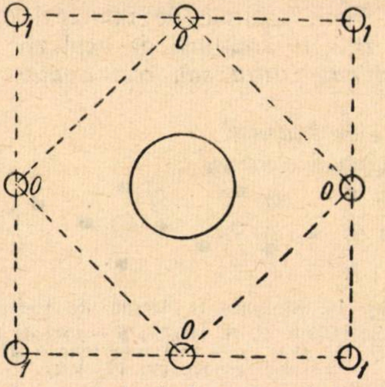


Fig. 25. Sîmbure avînd găuri cu diametrul de 200 mm.

2. *Sîmburi cu găuri de degajare de diametru mare*

— *Sîmbure cu găuri de diametru de 200 mm* (fig. 25). Distanța de la cele patru găuri ce formează careul mic, la gaura de degajare de 200 mm diametru variază de la 15—20 cm, funcție de tăria rocilor. Celelalte găuri se plasează față de gaura centrală la o distanță de 25—40 cm. Sîmburele s-a experimentat în roci tari și foarte tari, dînd rezultate excepționale la împușcare.

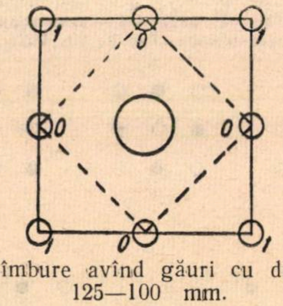


Fig. 26. Sîmbure avînd găuri cu diametrul de 125—100 mm.

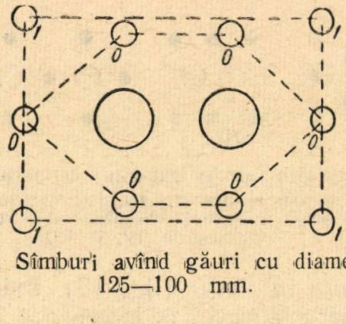


Fig. 27. Sîmburi avînd găuri cu diametrul de 125—100 mm.

— *Sîmbure cu găuri de diametru de 125—100 mm* (fig. 26 și fig. 27). Aceste două tipuri de sîmbure s-au experimentat în roci tari. Distanța dintre găurile *0* și *1* a fost de 10—15 cm. In ceea ce privește împușcarea, rezultatele obținute au fost bune.

— *Sîmbure cu găuri de diametru de 90—75 mm* (fig. 28 și fig. 29). In fig. 28 este redată schema sîmburelui cu două găuri de degajare

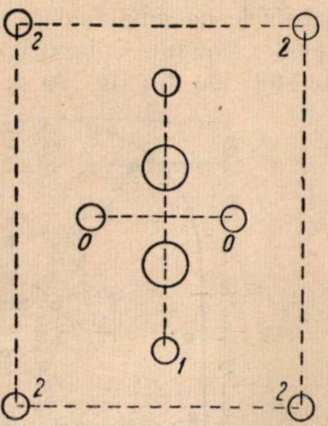


Fig. 28. Sîmburi avînd găuri cu diametrul de 90—75 mm.

de diametru mare (85 mm). Distanța dintre cele două găuri neîncărcate este de 185 mm. Schema s-a aplicat în roci tari, obținîndu-se o deschidere mare de 60 x 80 cm. In fig. 29 este redată modificarea adusă schemei din fig. 28.

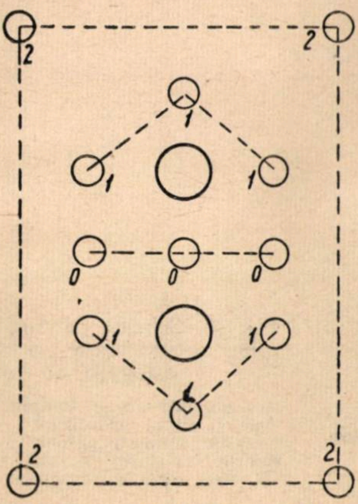


Fig. 29. Sîmbure avînd găuri cu diametrul de 90—75 mm.

în cazul folosirii ei în roci foarte tari. Această dispoziție a găurilor elimină orice posibilitate de rateu.

★

Trebuie de menționat, că în afară de sîmburii cilindrici orizontali, s-a început și experimentarea sîmburilor verticali cu găuri paralele în roci tari și foarte tari. Primele încercări s-au făcut cu un diametru al găurii de degajare de 300 mm. Incercările sînt în curs, rezultatele obținute pînă în prezent fiind satisfăcătoare.

f) Utilajul folosit la perforarea găurilor și la încărcarea rocii în cazul aplicării sîmburelui cilindric

1. Aproape pretutindeni se folosesc capete detașabile (confecționate în general din carbură de tungsten) deoarece prețul lor ridicat este cu mult compensat prin suprimarea totală a transportului sfredelelor.

In cazul rocilor foarte abrazive, unde chiar tăișurile confecționate din oțeluri speciale sau armate cu plăcuțe dure, se uzează după cîțiva cm, se studiază folosirea tăișurilor cu profil de uzură constantă.

Din cauza pierderilor de putere, a surselor de rupere și a uzurei mari ce s-au semnalat la folosirea diferitelor moduri de îmbinări cu filet, a tăișului la tija sfredelului, astăzi s-a trecut definitiv la fixarea conică a tăișului (conicitatea corespunzătoare fiind de 1 : 12).

2. Tipul de ciocan perforator folosit, este tipul mediu (22—25 kg și cu un consum de aer comprimat de 2—2,5 m^3/min) care s-a dovedit a fi pînă în prezent cel mai corespunzător din punct de vedere economic.

Indicele de utilizare de 2—3 al ciocanelor perforatoare medii, este considerat ca un indice bun (prin indice de utilizare înțelegîndu-se raportul dintre timpul total de perforare și timpul efectiv de perforare).

3. Superioritatea perforajului umed în ceea ce privește captarea prafului și evacuarea detritusului din gaura de mină, a făcut ca el să fie generalizat.

Dintre cele două posibilități de injectare a apei (injecția centrală și injecția laterală), injecția laterală s-a dovedit a fi cea mai corespunzătoare, prin faptul că ea oferă posibilitatea reglării presiunii și în consecință, a debitului de apă, independent de presiunea aerului din ciocanul perforator.

4. Perforarea găurilor paralele, necesită ca susținerea și avansarea ciocanelor perforatoare să se facă prin intermediul avansatoarelor.

Avantajul avansatorului acționat de un motor cu turbină a devenit evident numai cînd glisierele de 0,8 m lungime, au fost înlocuite cu glisiere de 3 m.

Această lungime de glisieră, permite a se perfora găurile de mină, fără schimbarea sfredelelor.

Utilizarea ciocanelor perforatoare ușoare și medii, pe aceste avansatoare, s-a făcut în condițiile cele mai bune.

Adaptîndu-se ca principiu, folosirea avansatoarelor, obligatoriu a fost de a se folosi cărucioare de perforat sau în cel mai rău caz, coloane de perforat.

Cărucioarele de perforat, asigură o deplasare rapidă a ciocanelor de perforat.

Ele sînt justificate peste tot, însă în galerii de secțiuni mai mici, trebuie să li se aducă unele îmbunătățiri.

În galerii de secțiuni mai mari, unde trebuie să lucreze 4—6 ciocane perforatoare și pentru găuri adînci (peste 2 m), cărucioarele de perforat sînt indispensabile.

5. Încărcarea rocii rezultată în urma exploziei se soluționează prin folosirea mașinilor de încărcat, cu lingură, cu aruncarea peste cap, iar în ultimul timp, prin folosirea transportoarelor blindate care au dat rezultate bune.

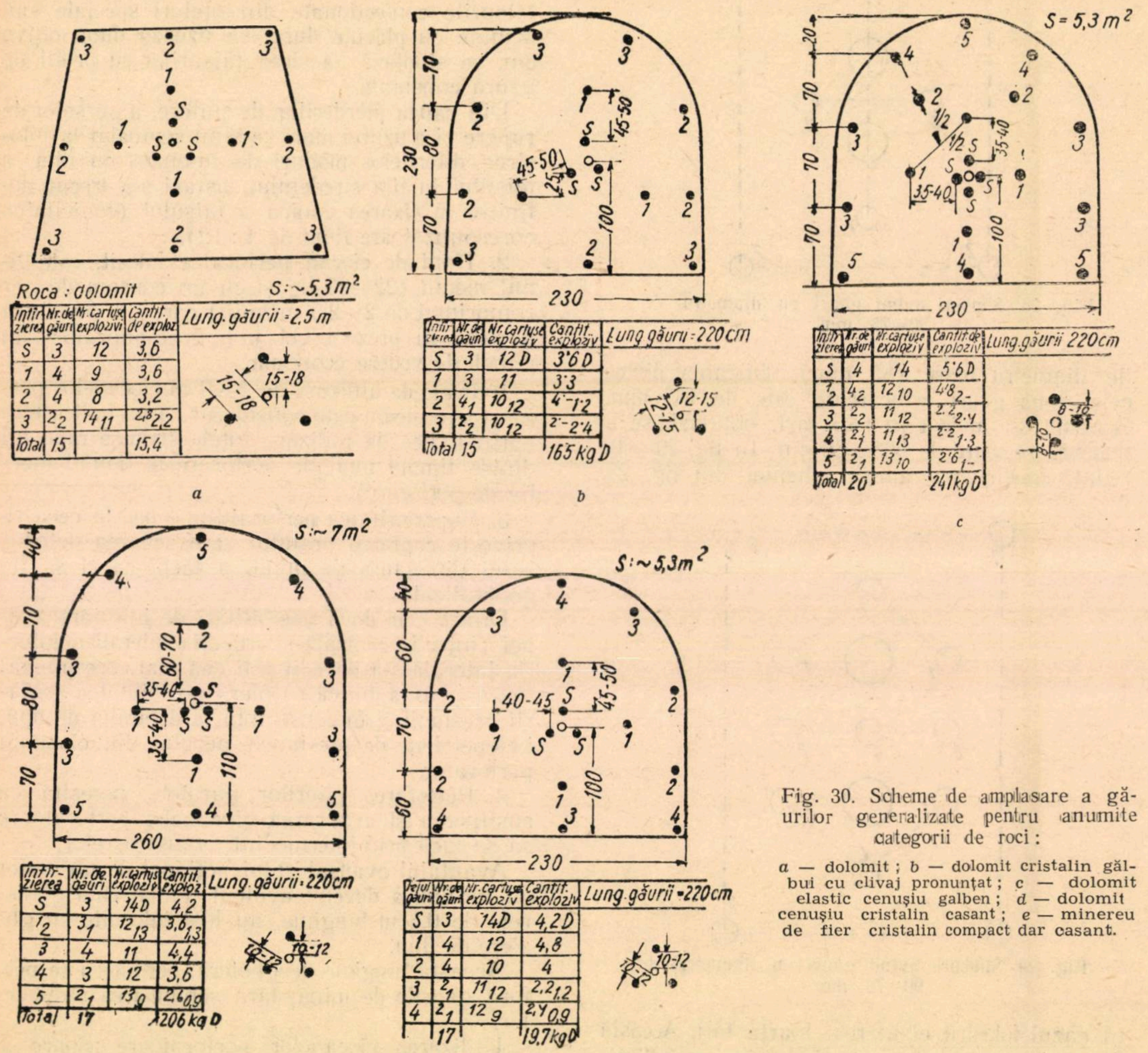
Cu cît mecanizarea perforării și încărcării rocii rezultată în urma exploziei, este mai avansată, cu atît superioritatea sîmburelui cilindric este mai evidentă.

g) Rezultatele obținute prin aplicarea sîmburelui cilindric

1. *Găuri de sîmbure, cu diametrul normal.*

În R. P. Ungaria, încercările de impușcare cu sîmbure cilindric au fost terminate în 1950, din anul 1951, corespunzătoare utilajului existent în exploatări (coloane de perforat, explozoare, aparate pentru controlul capselor etc.) metoda fiind introdusă pe scară industrială, în aproape toate fronturile de lucru.

Dintre schemele de amplasarea găurilor, generalizate pentru anumite categorii de roci, cele mai folosite sînt cele din fig. 30 *a, b, c, d* și *e*.



a

Întîrzierea	Nr. de găuri	Nr. cartușe explozivi	Cantit. de exploz.
S	3	12	3,6
1	4	9	3,6
2	4	8	3,2
3	$^{2}2$	$^{14}11$	$^{2,8}2,2$
Total	15		15,4

b

Întîrzierea	Nr. de găuri	Nr. cartușe exploziv	Cantit. exploziv
S	3	12 D	3'6 D
1	3	11	3'3
2	4_{1}	$^{10}12$	$4'$-1'2
3	$^{2}2$	$^{10}12$	$2'$-2'4
Total	15		16'5 kg D

c

Întîrziere	Nr. de găuri	Nr. cartușe exploziv	Cantit. de exploziv
S	4	14	5'6 D
$^{1}{}_{2}$	4_{2}	$^{12}10$	$4'8_{2-}$
3	$^{2}2$	$^{11}12$	$^{2.2}2.4$
4	$^{2}{}_{1}$	$^{11}13$	$^{2.2}1.3$
5	2_{1}	$^{13}10$	$2'6_{1-}$
Total	20		24'1 kg D

d

Întîrzierea	Nr. de găuri	Nr. cartuș exploziv	Cantit. exploz.
S	3	14D	4,2
$^{1}2$	3_{1}	$^{12}13$	$3,6_{1,3}$
3	4	11	4,4
4	3	12	3,6
5	2_{1}	$^{13}{}_{0}$	$2,6_{0,9}$
Total	17		20,6 kg D

e

Dejul găurii	Nr. de găuri	Nr. cartușe exploziv	Cantit. exploziv
S	3	14D	4,2D
1	4	12	4,8
2	4	10	4
3	$^{2}{}_{1}$	$^{11}12$	$2,2_{1,2}$
4	2_{1}	12_{9}	$2,4_{0,9}$
	17		19,7 kg D

Fig. 30. Scheme de amplasare a găurilor generalizate pentru anumite categorii de roci:

a — dolomit; *b* — dolomit cristalin gălbui cu clivaj pronunțat; *c* — dolomit elastic cenușiu galben; *d* — dolomit cenușiu cristalin casant; *e* — minereu de fier cristalin compact dar casant.

Sîmburele cilindric are forma de treflă normală, cu o singură gaură de degajare și 3—4 găuri încărcate. Lungimea găurilor de sîmbure a fost de 2,2—2,5 m.

Găurile ajutătoare și de profilare s-au amplasat identic ca și la sîmburele conic folosit mai înainte.

Pentru perforare, s-au folosit la început coloane de perforat și ulterior s-au introdus și cîteva cărucioare de perforat.

Incărcarea rocii s-a realizat manual și mai tîrziu mecanic cu folosirea mașinilor tip PML-5 și EPM-1.

Introducerea treptată a sîmburelui cilindric, respectiv rezultatele obținute, se oglindesc, prin creșterea pe întreaga exploatare de la Rudábánya, a înaintărilor medii lunare, după cum urmează:

ianuarie	100%	august	178%
aprilie	122%	noemvrie	199%

După cum s-a arătat și mai sus, avantajele sîmburelui cilindric, pot fi cu atît mai mari, cu cît se folosește o mecanizare mai înaintată, atît la perforarea găurilor cît și la încărcarea rocii. Acest lucru se poate vedea în tabela 3, unde sînt prezentate rezultatele cele mai bune, obținute la locuri de muncă, cu diferite grade de mecanizare.

Datele se referă la o secțiune de galerie de 5 m².

Tabela 3

Mecanizarea perforării și a încărcării	Nr. fronturilor de lucru la care s-a lucrat	Natura rocii	m/lună la 2 schimb./zi
Coloană de perforat-încărcare manuală .	1	dolomit	64
Coloană de perforat-mașină de încărcat .	1	minereu de fier tare	70,50
Cărucior de perforat-mașină de încărcat .	1	„	76,50
Coloană de perforat-încărcare manuală .	2	dolomit tare	74,30
Coloană de perforat-mașină de încărcat .	2	„ „	83
Cărucior de perforat-mașină de încărcat .	2	„ „	146

Din datele din tabela 3 rezultă că folosirea sîmburelui cilindric chiar și la o mică mecanizare, poate mări cu mult viteza de săpare a galeriilor și că viteza de înaintare, crește cu creșterea numărului fronturilor de lucru, în cazul organizării lucrului la mai multe fronturi.

In Franța. In fig. 31, sînt arătate intîrzierele afectate fiecărei din cele 17 găuri paralele de 3,30 m. Distanța dintre găuri variază de la 10—15 cm.

Pentru cele nouă găuri centrale (ce constituie sîmburele cilindric propriu-zis) originalitatea metodei constă din următoarele:

Toate găurile sînt încărcate, însă încărcăturile sînt decalate în adîncime, unele față de altele. Fig. 32 *a*, *b* și *c* arată diferitele metode de repartizare a cartușelor de exploziv. Cele 8 găuri periferice proiectează roca mărunțită. Găurile 5, foarte puțin înclinate, au încărcătura lor în fundul găurii. Găurile *4*, paralele cu direcția de avansare, au încărcătura de exploziv fie înainte fie după mijlocul găurii.

— *Explozivul folosit.* Au existat două variante pentru utilizarea explozivului.

La mina Viktoria (Sarre) cele 9 găuri centrale s-au încărcat cu nobelit, restul de 8 găuri s-au încărcat cu Donarit, (fig. 32, *b* și *c*). La Velsen (fig. 32, *a*) s-a folosit numai Donarit.

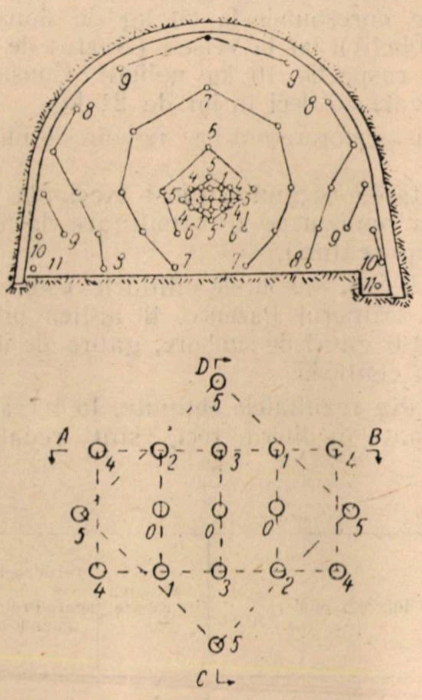


Fig. 31. Intîrzierile afectate celor 17 găuri paralele ale unui sîmbure.

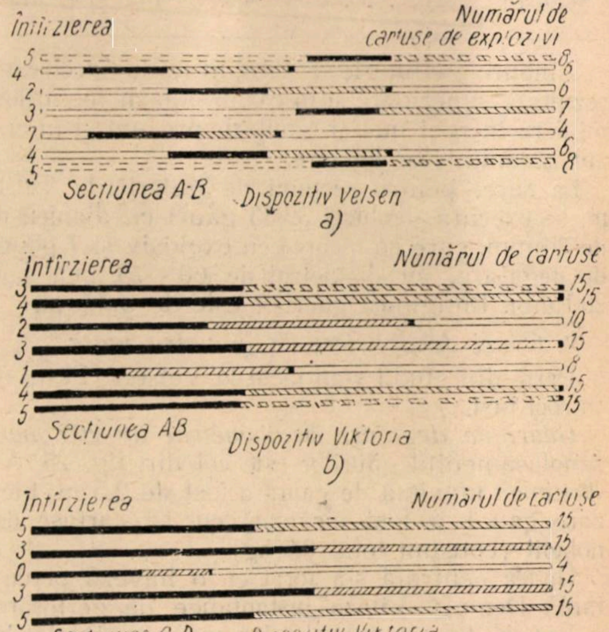


Fig. 32. Metode de repartizare a cartușelor de explozivi.

Prima variantă (tip Viktoria) a dat rezultatele cele mai bune deoarece a permis să se mărunțească mai convenabil roca cuprinsă între găurile de sîmbure.

Pentru sîmbure, consumul de exploziv la Viktoria a fost de 6,4 kg nobelit și 15 kg donarit (ceea ce corespunde la 20 kg de donarit sau 25 kg nobelit), iar la Velsen (Sarre) de 12,5 kg donarit, respectiv 16 kg nobelit. Consumul de nobelit variază deci în jur de 21 kg.

Pentru perforare n-a fost nevoie de utilaj special.

Rezultatele obținute au fost excelente. La Viktoria s-a realizat pe zi o înaintare de 6 m (cu două împușcături).

In U.R.S.S. sîmburele cilindric este cunoscut de mult. Minerul Pazenco, îl aplică prin folosirea a 4-6 găuri de sîmbure, gaura de degajare fiind cea centrală.

Parte din rezultatele obținute, la lucrările miniere săpate în diferite roci, sînt redate în tabela 4.

Tabela 4

Felul lucrării miniere	Secțiunea de săpare m²	Tăria rocilor după scara Protodiaconov f.	Nr. găurilor pe întreaga secțiune de săpare	Adîncimea găurilor m		Înaintarea pe ciclu m	Coeficientul de utilizarea al găurilor	Consum de exploziv kg/m	Metri de gaură de mină pe m³ de rocă
				Găuri de sîmbure	Găuri de lărgire și profilare				
Gal. direcțională	7,4	8	22	2,8	2,7	2,70	1.00	19,7	3.0
„ „	7,4	9	20	3,0	2,9	2,78	0,96	21,8	2,9
„ „	8,5	10	21	3,3	3,0	2,55	0,85	23,3	3,0
Gal. transversală . . .	8,5	11—12	23	4,12	4,0	3,70	0,93	21,6	3,4
„ „	8,5	11—12	24	4,0	4,0	3,85	0,96	23,8	3,2
Puț înclinat	5,85	12—13	21	1,7	1,6	1,60	1,00	20,0	2,6
Suitoare	4,9	10	18	2,0	1,8	1,80	1,00	13,3	2,7

Sîmburele cilindric s-a dovedit a da aceleeași rezultate superioare și în cazul săpării lucrărilor miniere în roci moi și semitari, precum și în cazul zăcămintelor de sare.

La sare, pentru secțiuni de galerii de 3x2,4 m, se execută deobicei 32-33 găuri cu diametrul de 36 mm, care se încarcă cu explosiv și 7 găuri de degajare, cu diametrul de 60—75 mm sau 200 mm. Lungimea găurilor este de 3-4,5 m.

2. *Găuri de degajare de diametru mare.*

Parte din studii s-au făcut la Velsen (Franța) în roci tari.

Găuri de degajare cu diametrul de 200 mm. Amplasamentul găurilor este cel din fig. 25. Adîncimea maximă de gaură a fost de 2,5 m. Fiecare gaură a fost încărcată cu 12 cartușe de nobelit (consum total 9,6 kg).

Gaura centrală s-a forat cu o haveză percutantă Demag. Viteza instantanee de perforare a fost de 1,5—4 cm/min, iar cea comercială de 1—1,5 cm/min.

Ca dificultate importantă este de remarcat uzura mare a coroanei, precum și viteza mică de avansare.

Rezultatele au fost excelente. Dacă forarea găurii era pusă la punct, acest tip de sîmbure ar fi fost ideal și ar fi permis înaintări de 4,5—6 m/ciclu.

Găuri de degajare cu diametrul de la 125—100 mm. Amplasarea găurilor (fig. 26) este analoagă celei din fig. 25. Consumul total de nobelit a fost de 11,2 kg pentru un sîmbure de 2,2—2,8 m. Perforarea găurilor s-a făcut cu un ciocan perforator Ingersoll D.A.-35; viteza comercială a fost de 3 cm/min.

Din lipsă de utilaj corespunzător, studiile s-au întrerupt.

Găuri de degajare cu diametrul de la 90—75 mm. Amplasarea găurilor este redată în fig. 28 și 29. Consumul de exploziv s-a ridicat la 21,4 kg nobelit.

Perforarea găurilor s-a executat cu un cărucior de perforat pe care s-au montat două ciocane perforatoare Ingersoll D.A.-35, pe glisiere de 3 m. Perforarea s-a făcut cu coroane Morgan de 90,85 și 75 mm. Uzura în roci foarte tari este foarte mare, consumîndu-se o coroană pe 3 m.

Durata de perforare a unei găuri cu diametrul de 90 mm a fost de 2,5 ori mai mare ca aceea necesară unei găuri normale.

Incidentele principale au fost: ruperea sfredelelor și necesitatea de a introduce o cantitate de apă suplimentară pentru a putea spăla fundul găurii de mină.

Rezultatele obținute au fost identice celor obținute cu sîmburele cilindric tip Viktoria, adică 6 m/zi.

Concluzii

Din datele obținute practic, se constată într-adevăr că sîmburele cilindric prezintă unele calități incontestabile, care-l ridică deasupra sîmburelui conic.

Superioritatea sîmburelui cilindric față de sîmburele conic, pentru cazul galeriilor de secțiune redusă (4—5 m²), este evidentă numai la lungimi de gaură de la 1,6—1,8 m în sus.

Numai în acest caz, lungimea totală a găurilor de mină, pe 1 m de înaintare, este mai mică decît în cazul sîmburelui conic (fig. 33, *a*).

Pentru secțiuni de galerii de 10—12 m², superioritatea sîmburelui cilindric este evidentă la lungimi de gaură, mai mari de 3 m (fig. 33, *b*).

Un alt avantaj practic al sîmburelui cilindric este acela că el poate înlocui un alt tip de sîmbure, fără a modifica planul de tir, întrebuințat mai înainte la săparea galeriei.

Se vede clar, că posibilitățile de dezvoltare ale sîmburelui cilindric sînt foarte mari.

El se poate aplica, în modul cel mai avantajos, în ori ce fel de rocă, deoarece prin folosirea lui se asigură :

— o execuție simplă ;

— un salt mare ;

— un volum mare de rocă, rezultat în urma exploziei ;

— posibilitatea mecanizării la un înalt grad, a procesului de perforare și încărcare ;

— rezultate cu mult mai bune ca cele obținute cu alte tipuri de sîmbure, chiar la o mecanizare mai redusă.

Avantajele sîmburelui cilindric, ridică pentru mineritul din țara noastră, problema experimentării și introducerii lui pe scară industrială.

Deși la săparea galeriilor, astăzi nu dispunem de utilajul minim necesar sîmburelui cilindric, totuși pînă la dotarea obligatorie a unor întreprinderi miniere, confecționarea coloanelor de perforat și a avansatoarelor nu necesită nici investiții mari și nici nu ridică probleme grele de execuție.

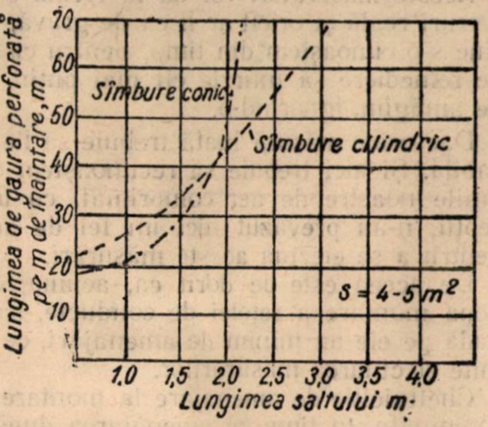
Coloanele și avansatoarele de perforat, se pot confecționa în multe ateliere și uzine din țara noastră.

Aplicarea sîmburelui cilindric, chiar la o mecanizare redusă, la care se poate ajunge în mineritul nostru într-un timp destul de scurt, va permite să se aprecieze rezultatele ce se pot obține în rocile din minele noastre.

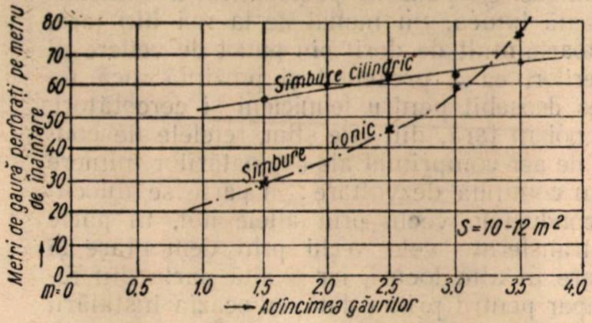
Primele rezultate se vor îmbunătăți treptat-treptat prin dotarea fronturilor de lucru, cu un echipament cît mai corespunzător, prin îmbunătățirea organizării muncii (tendința fiind spre o organizare ciclică cît mai elastică), prin folosirea posibilității organizării săpării la 2 fronturi, precum și prin luarea în considerare a propunerilor venite de la muncitori.

Aplicarea sîmburelui cilindric, în minele din țara noastră, va da rezultate bune, reușindu-se să se mărească viteza de înaintare actuală, de cel puțin două ori.

Sîmbure conic			Sîmbure cilindric		
Adîncimea găurilor m	Numărul de găuri	Nr. total de metri perforați	Adîncimea găurilor m	Numărul de găuri	Nr. total de m perforați
1,5	30	45	1,5	55	83
2,0	40	80	2,0	60	120
2,5	45	112	2,5	62	155
3,0	58	174	3,0	62	186
3,5	75	263	3,5	66	231



a



b

Fig. 33. Diagramă reprezentînd comparativ superioritatea sîmburelui cilindric față de cel conic.

Bibliografie

[1] * * *: Revue de l'industrie minèrale, nr. 553/1950

[2] * * * :Revue de l'industrie minèrale, nr. 554/1950.

[3] * * * : Revue de l'industrie minèrale, nr. 555/1950.

[4] * * *: Revue de l'industrie minèrale, nr. 556/1950.

[5] *Podányi-Moser*, Metode rapide de înaintare, (Bányavágatok gyorsitott kihajtása Aengeres betöréssel), 1952.

[6] * * *: Manualul inginerului de mine, vol. II și III, „Procedee de abataj".

[7] * * *:Revista Minelor, nr. 8/1955.

[8] * * *: Revista Minelor, nr. 9/1955.

★

НОВОЕ В ОБЛАСТИ ПРОХОДКИ ВЫРАБОТОК В ТВЕРДЫХ И ОЧЕНЬ ТВЕРДЫХ ПОРОДАХ

Резюме

В статье приводится ряд уточнений и указываются достижения в связи с выбором типа вруба при проходке горизонтальных выработок.

NEUIGKEITEN BEIM STRECKAUFFAHREN IN HARTES ODER SEHR HARTES GESTEIN

In dem Artikel macht man nähere Bezeichnungen sowie Hinweisungen auf die in der Wahl der Einbrüche beim Streckauffahren erzielten Fortschritte.

Amenajarea conductelor de aer comprimat pentru măsurări

Prof. ing. **V. Bumbu**

Energia pneumatică ocupă un loc de frunte printre celelalte energii întrebuinţate în industria minieră.

Ea prezintă pe de o parte, avantajul celei mai potrivite căi pentru mecanizarea integrală a muncilor grele din mină, iar pe de altă parte, este unul din factorii tehnico-economici de mare pondere în realizarea producţiei.

Deoarece gospodăria pneumatică a minelor, din toată lumea, nu numai de la noi din ţară, lasă foarte mult de dorit din punct de vedere al pierderilor, ea a prezentat şi prezintă încă un interes deosebit pentru tehnicieni şi cercetători.

La noi în ţară, din cîte ştim, reţelele de conducte de aer comprimat ale exploatărilor miniere sînt în continuă dezvoltare: în parte se înlocuiesc conductele vechi prin altele noi, în parte sînt transferate cele vechi prin demontare şi montare în alte locuri, iar o altă parte din reţele apar pentru prima dată, cu ocazia instalării de noi staţii de compresoare sau numai de unităţi ale acestora.

De aceea găsesc potrivit, cu această ocazie, să reamintesc tehnicienilor de la exploatări că cele 20—30%, ba uneori şi mai mult, din cantitatea de aer comprimat care se pierde prin scăpări pe traseu, constituie o serioasă deficienţă în funcţionarea instalaţiilor pneumatice.

Nu trebuie să ne mire mărimea acestor pierderi, ci faptul că nu ne-am hotărît încă, dată fiind importanţa lor, să facem măsurările cuvenite spre a ne lămuri asupra poziţiei acestora pe traseul conductei de aer comprimat.

Şi aceasta este cu atît mai grav, cu cît debitul de aer comprimat al staţiilor de compresoare este mai insuficient.

Considerînd importanţa economică a acestei probleme şi faptul că mai multe întreprinderi miniere procedează la regruparea reţelelor de conducte de aer comprimat, iar altele îşi instalează conducte noi, cred că este necesar să se ia unele măsuri încă de pe acum.

In primul rînd ar trebui impus tuturor Intreprinderilor care exploatează instalaţii pneumatice, ca, cel puţin odată pe an, să determine debitul de aer comprimat al fiecărui compresor în funcţiune, pentru a-i verifica starea în care se află.

In al doilea rînd, tot cel puţin odată pe an, trebuie verificată starea reţelei de conducte de aer comprimat, cu scopul de a determina cantitatea de aer pierdută prin neetanşeităţi în lungul traseului.

Aceste măsurători vor da la iveală o stare de lucruri reală şi oricît ar fi ea de gravă, este mai bine s-o cunoaştem din timp, pentru ca măsurile de remediere să întîrzie cît mai puţin, decît să ne amăgim, ignorînd-o.

Dar orice măsură luată trebuie să fie şi realizabilă. Şi aici trebuie să recunoaştem că instalaţiile noastre de aer comprimat, cu unele excepţii, n-au prevăzut nici un fel de amenajări pentru a se efectua aceste măsurări.

De aceea este de dorit ca, acuma, odată cu noua montare a reţelei de conducte, să se prevadă pe ele un minim de amenajări, ce vor permite efectuarea măsurărilor.

Cheltuielile de amenajare la montare sînt neînsemnate, în timp ce amenajarea după montarea conductelor, implică nu atît cheltuieli mai mari, cît stagnarea în alimentarea cu aer comprimat pe toată durata cît se fac amenajările şi care pot dura de la cîteva ore pînă la cîteva zile.

Felul amenajărilor

Conducta de transport a aerului comprimat de la o instalaţie pneumatică, ar trebui să fie prevăzută cu contoare de aer comprimat la ieşirea din staţia de compresoare şi la pragul fiecărui consumator (abataj, troliu etc.).

Acest procedeu a devenit normă în transportul energiei electrice şi el trebuie introdus neapărat şi în transportul energiei pneumatice. Mai cu seamă că aceasta din urmă este de 2—3 ori mai scumpă decît cea electrică, dacă ne referim la preţul de cost loco consumator (la intrare în furtunul perforatorului, ventilatorului etc.).

Este adevărat că în electricitate măsurarea consumului este mult mai simplă, deoarece dispunem de contoare foarte ieftine în comparaţie cu cele utilizate pentru aerul comprimat, dar ţinînd seama că energia pneumatică este mai scumpă, diferenţa de cost la contoare nu trebuie să constituie un impediment în măsurarea permanentă a consumului de aer comprimat.

In treacăt trebuie să menționez că, construcția unor contoare de aer comprimat mai practice și mai ieftine ar fi posibilă.

Spațiul restrîns al acestui studiu nu-mi permite să mă ocup de avantajele multiple care ar rezulta de pe urma ținerii evidenței producției și consumului de aer comprimat.

De aceea mă voi limita mai departe doar la problema măsurării intermitente a producției de aer comprimat și a pierderilor pe traseu.

In acest scop cea mai simplă amenajare ce trebuie prevăzută pe traseul de conducte, ar consta din trei feluri de prize:

a) priză de presiune;

b) priză de temperatură;

c) priză de debit.

1. Priza de presiune, ar consta dintr-o pipă din țeavă de $^1/_2$", prevăzută cu ventil, în care să se poată monta un manometru, oricînd ar fi necesar, ca în fig. 1.

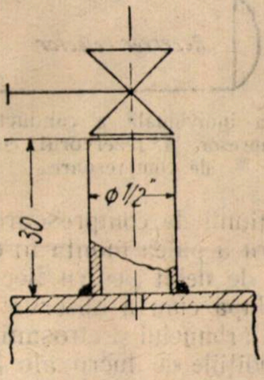


Fig. 1. Priza de presiune în care va fi montat un manometru.

2. Priza de temperatură, trebuie să fie o a doua pipă, situată în vecinătatea prizei de presiune (la o distanță de circa 300—500 mm), dar din țeavă de 1" și prevăzută cu capac, ca în fig. 2.

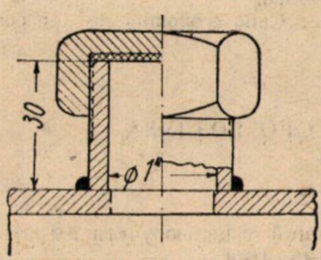


Fig. 2. Priza de temperatură în cazul conductelor așezate orizontal.

Cînd conducta de aer comprimat este înclinată sau verticală, priza de temperatură ar trebui realizată așa cum se arată în fig. 3.

Atît priza de presiune cît și cea de temperatură trebuie amenajate pe cît posibil în partea de sus a conductei, spre a se evita inundarea lor cu apă de condensare sau ulei, și în aval de priza de debit.

In priza de temperatură, atunci cînd va fi necesar să se facă măsurări de temperatură, se va monta o teacă ca cea din fig. 4, în care se va introduce termometrul.

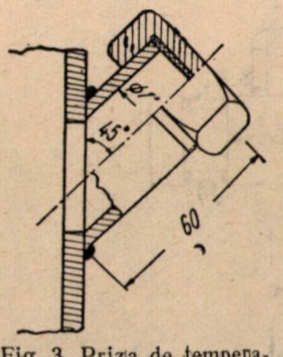


Fig. 3. Priza de temperatură în cazul conductelor așezate vertical sau înclinat.

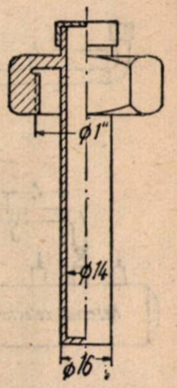


Fig. 4. Teacă de termometru pentru montat în priza de temperatură.

Pentru efectuarea măsurărilor de temperatură, operatorul va avea cu sine o garnitură de 4—5 teci cu lungimile $l = 50, 75, 100, 150$ și eventual 200 mm.

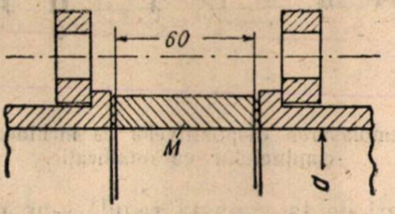


Fig. 5. Priza de debit.

3. Priza de debit, ar consta dintr-un manșon M, fig. 5, montat între cele două flanșe ale unei îmbinări.

Lungimea manșonului trebuie să fie de 60 mm, ca în locul lui să se poată introduce priza de presiune cu diafragmă, cînd se dorește efectuarea măsurării de debit.

Diametrul interior al manșonului trebuie să fie egal cu cel al conductei și să aibă grosimea peretelui de circa 2—3 ori grosimea peretelui conductei, spre a nu strivi garnitura de etanșare. Acest lucru este posibil deoarece flanșele STAS-1734-50 și 1735-50 au cercul de degajare între șuruburi suficient de mare, de asemenea și flanșele înșurubate de tip STAS 2402-51.

Prizele de debit trebuie plasate în așa fel ca în amonte de priză să existe o porțiune de conductă dreaptă $l = 20\ d$, d — fiind diametrul normal al conductei, iar în aval o lungime $l_1 = 5—10\ d$, (fig. 6).

4. Dispozitivele de închidere de pe conducte ar fi recomandabil să fie toate tip vană, opunînd rezistențe minime scurgerii și neapărat cu flanșe.

Fiecare tronson de conductă, trebuie să aibă dispozitive de închidere la ambele capete, ca în fig. 6, prin tronson înțelegîndu-se porțiunea de conductă dintre două ramificații, ca T_1, T_2, T_3 etc.

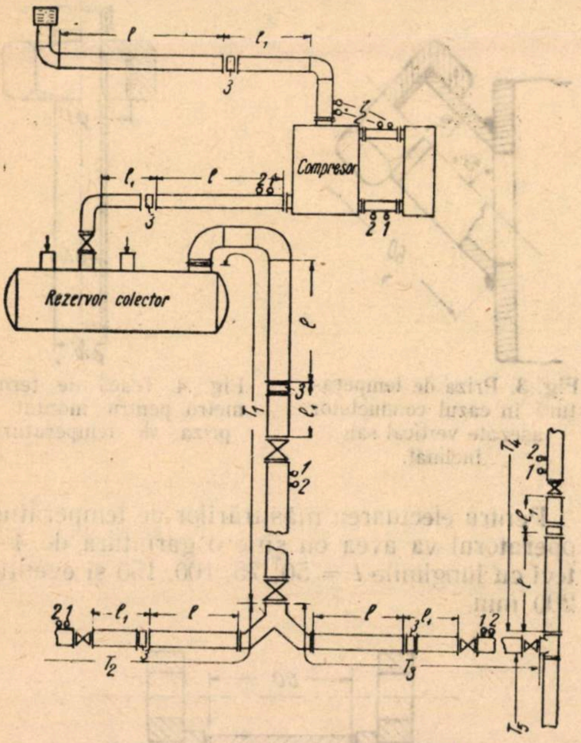


Fig. 6. Amplasarea dispozitivelor de închidere în cazul conductelor cu ramificație.

Abateri de la această regulă s-ar putea face atît în cazul cînd conducta este prea lungă, peste 1 000 m, și cînd un dispozitiv de închidere la mijlocul tronsonului ar permite localizarea mai precisă a regiunii din tronson cu scurgeri prea mari, cît și în cazul cînd distanța între ramificații este prea mică, 20—50 m și cînd ar putea fi luate într-un tronson mai multe ramificații.

La începutul fiecărui tronson se vor prevede toate cele trei prize, de presiune, temperatură și debit.

Deosebit de aceste amenajări, mai este necesar ca conductele de refulare, ale fiecărui compresor să fie legate individual la rezervorul colector al stațiunii de compresoare ca în fig. 7, aceasta pentru a putea monta în condiții convenabile priza de debit pentru fiecare compresor în parte și după cum a observat ing. Bacu de la Trustul Cărbunelui Petroșani, pentru a se ameliora condițiile de lucru ale funcționării în comun a mai multor compresoare.

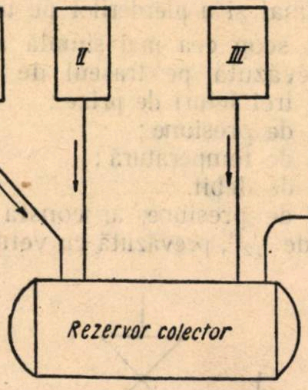


Fig. 7. Legarea individuală a conductelor de refulare a fiecărui compresor la rezervorul colector al stației de compresoare.

Bibliografie

Ilicev A. S.: Instalații pneumatice minerale, Ugletehizdat, 1953.

Agenda Dunod: Mines, 1936.

Hoffman H.: Lehrbuch der Bergwerkamaschinen, Ed. I. Spinger, 1926.

Carabin I. A.: Căile economiei de aer comprimat, 1947.

★

ПРОКЛАДКА ТРУБОПРОВОДОВ ДЛЯ СЖАТОГО ВОЗДУХА, ДЛЯ ИЗМЕРЕНИЙ

Резюме

Вносится ряд представляющих интерес предложений с целью учета выработки и расхода сжатого воздуха на горнорудном предприятии.

Статья предлагает введение учета давления, температуры и расхода.

★

DRUCKLUFTEINRICHTUNGEN ZWECKS TECHNISCHEN MESSUNGEN

Man macht manche interessante Vorschläge für die Haltung der Drucklufterzeugungs- und Verbrauchsziffern in einem Bergbaubetrieb. Als vorgesehene Einrichtungen behandelt man in dem Artikel: den Druck, Temperatur-und Luftmengeabnehmer.

Asupra problemei ,,Retrointersecției“

Prof. ing. **I. Bonea**
Institutul de Mine București

Acestei probleme, cunoscută sub numele de problema ,,Pothenot“ sau a ,,retrointersecției“ i s-au dat diverse rezolvări cunoscute în literatură dintre care cităm pe cele mai importante: rezolvarea după Delambre, după Collins, după Cassini. S-au mai dat foarte multe rezolvări acestei probleme, care însă nu diferă principial de cele citate mai sus.

In cele ce urmează se va expune o altă rezolvare a acestei probleme cu o interpretare mecanică și care, prezintă, din punct de vedere practic avantaje importante.

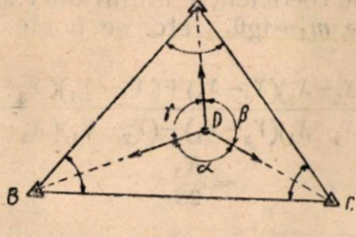


Fig. 1

Fie Δ ABC în care se cunosc coordonatele punctelor A, B și C ce sînt puncte nestaționabile. In punctul D punct nou ale cărui coordonate voim să le determinăm (punctul D poate fi și exterior triunghiului) facem măsurarea unghiurilor α, β și γ.

Să notăm cu $\hat{A}$, $\hat{B}$ și $\hat{C}$ unghiurile din A, B și C, care dacă le avem cunoscute de la început din rețeaua de triangulație, simplifică foarte mult calculele, în caz contrar vor trebui calculate din coordonatele A, B și C, după cum se va arăta ulterior.

Fie X_1, Y_1; X_2, Y_2 și X_3, Y_3 coordonatele cunoscute ale punctelor A, B și C X, Y ale punctului D pe care voim să le calculăm.

S, S_1, S_2 și S_3 suprafețele respective ale triunghiurilor ABC, BDC, ADC și ADB iar P, P_1, P_2 și P_3 niște coeficienți proporționali cu aceste suprafețe, adică:

$$\frac{S}{P}=\frac{S_1}{P_1}=\frac{S_2}{P_2}=\frac{S_3}{P_3}=\frac{S_1+S_2+S_3}{P_1+P_2+P_3}. \qquad (1)$$

Scriind suprafețele triunghiurilor respective în relația (1) sub formă de determinant, se trage ușor concluzia că X și Y trebuie să aibă valorile:

$$X=\frac{P_1X_1+P_2X_2+P_3X_3}{P_1+P_2+P_3};$$
$$Y=\frac{P_1Y_1+P_2Y_2+P_3Y_3}{P_1+P_2+P_3}. \qquad (2)$$

Expresia (2) sub care se prezintă coordonatele punctului D ne face să dăm și interpretarea mecanică și anume:

Punctul D este centrul de greutate al maselor P_1, P_2 și P_3 sau al acelora proporționale cu acestea, adică S_1, S_2, S_3. Se consideră suprafețele S_1, S_2 și S_3 drept mase concentrate respectiv în punctele A, B și C al căror centru de greutate este în punctul D ale cărui coordonate sînt date de expresia (2).

Se poate arăta foarte ușor și direct că punctul D este centrul de greutate al maselor proporționale cu suprafețele S_1, S_2 și S_3 și concentrate respectiv în punctul A, B și C problemă foarte simplă de mecanică.

Pentru determinarea coordonatelor X și Y cu ajutorul expresiei (2), este necesar să găsim niște valori P_1, P_2 și P_3 proporționale cu S_1 S_2 și S_3 și care să poată fi calculate din elementele date adică din unghiurile α, β, γ și $\hat{A}$, $\hat{B}$, $\hat{C}$. In concluzie putem spune că toată problema se reduce de fapt la găsirea valorilor lui P_1, P_2 și P_3, a căror determinare o arătăm mai jos.

Referindu-ne la fig. 2 și folosind notația

$$\hat{A}'=180-\hat{\alpha};\ \hat{B}'=180-\hat{\beta};\ \hat{C}'=180-\hat{\gamma}$$
$$\overline{BC}=a:\ \overline{AC}=b;\ \overline{AB}=c$$

se poate scrie:

$$\frac{S_2}{S_3}=\frac{b\cdot y}{c\cdot Z} \quad \frac{b}{c}=\frac{\sin\hat{B}}{\sin\hat{C}}\text{ și }\frac{y}{z}=\frac{A'M'}{A'N},$$

căci din Δ $A\ A'M \infty$ Δ $A\ A'N$ se poate scrie

$$\frac{Y}{A'M}=\frac{Z}{A'N}=\frac{AD}{A\,A'},$$ iar în Δ $A'MC$ și $A'NB$

$$\frac{A'M}{A'N}=\frac{A'C\sin(C+C')}{A'B\sin(B+B')};\ \frac{A'C}{\sin B'}=\frac{A'B}{\sin C'}$$ din Δ$A'BC$

şi deci se poate scrie mai departe;

$$\frac{Y}{Z}=\frac{A'M}{A'N}=\frac{A'C\cdot\sin(C+C')}{A'B\cdot\sin(B+B')}=\frac{\sin B'\sin(C+C')}{\sin C'\sin(B+B')}$$

şi deci

$$\frac{S_2}{S_3}=\frac{\sin B\cdot\sin B'\sin(C+C')}{\sin C\cdot\sin C'\sin(B+B')}$$

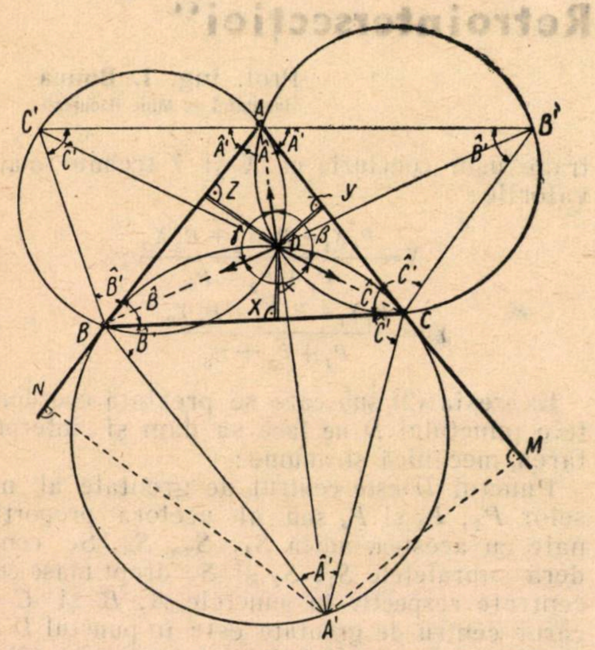


Fig. 2

şi în mod analog

$$\frac{S_3}{S_1}=\frac{\sin C\cdot\sin C'\ \sin(A+A')}{\sin A\cdot\sin A'\ \sin(C+C')}$$

$$\frac{S_1}{S_2}=\frac{\sin A\cdot\sin A'\ \sin(B+B')}{\sin B\cdot\sin B'\ \sin(A+A')}.$$

deci rezultă că

$$S_1 : S_2 : S_3 \text{ la fel cu:}$$

$$\frac{\sin A\cdot\sin A'}{\sin(A+A')}:\frac{\sin B\cdot\sin B'}{\sin(B+B')}=\frac{\sin C\cdot\sin C'}{\sin(C+C')}$$

şi deci

$$P_1 : P_2 : P_3 \text{ la fel cu:}$$

$$\frac{1}{\cot A+\cot A'}:\frac{1}{\cot B+\cot B'}=\frac{1}{\cot C+\cot C'}$$

deoarece

$$\frac{\sin A\sin A'}{\sin(A+A')}=\frac{1}{\cot A+\cot A'}\text{ etc.}$$

ţinînd socoteală că $A'=180-\alpha$; $B'=180-\beta$ şi $C'=180-\gamma$ se poate scrie:

$$P_1=\frac{1}{\cot\hat{A}-\cot\alpha};\ P_2=\frac{1}{\cot\hat{B}-\cot\beta};$$

$$P_3=\frac{1}{\cot\acute{\grave{C}}-\cot\gamma}.$$

Avînd valorile lui P_1, P_2 şi P_3 din expresia de mai sus se pot calcula coordonatele punctului D cu formulele expresiei (2).

In caz că valorile unghiurilor $\hat{A}$, $\hat{B}$ şi $\hat{C}$ nu le avem la îndemînă va trebui să le calculăm după cum urmează:

a) Din orientările laturilor triunghiului

$$A=\theta_{21}-\theta_{23};\ B=\theta_{13}-\theta_{12};\ C=\theta_{32}.-\theta_{31};$$

$$\hat{A}+\hat{B}+\hat{C}=180^0$$

în care;

$$t\ \theta_{12}=\frac{Y_2-Y_1}{X_2-X_1};\ \operatorname{tg}\ \theta_{23}=\frac{Y_3-Y_2}{X_3-X_2};$$

$$\operatorname{tg}\ \theta_{31}=\frac{Y_1-Y_3}{X_1-X_3}.$$

b) Se calculează direct din coordonate valorile $\cot\hat{A}$, $\cot\hat{B}$ şi $\cot\hat{C}$.

Plecînd de la relaţia bine cunoscută în geometria analitică: $\cot\hat{A}=\dfrac{1+m_1m_2}{m_2-m_1}$ în care m_1 şi m_2 sînt coeficienţii unghiulari ai dreptelor respective $m_1=\operatorname{tg}\theta_{12}$ etc. se poate scrie că:

$$\left.\begin{aligned}
\cot\hat{A}&=\frac{(X_2-X_1)(X_3-X_1)+(Y_2-Y_1)(Y_3-Y_1)}{(X_2-X_1)(Y_3-Y_1)-(Y_2-Y_1)(X_3-X_1)}=\\
&=\frac{K_1}{2S}\\
\cot\hat{B}&=\frac{(X_3-X_2)(X_1-X_2)+(Y_3-Y_2)(Y_1-Y_2)}{(X_3-X_2)(Y_1-Y_2)-(Y_3-Y_2)(X_1-X_2)}=\\
&=\frac{K_2}{2S}\\
\cot\hat{C}&=\frac{(X_1-X_3)(X_2-X_3)+(Y_1-Y_3)(Y_2-Y_3)}{(X_1-X_3)(Y_2-Y_3)+(Y_1-Y_3)(X_2-X_3)}=\\
&=\frac{K_3}{2S}
\end{aligned}\right\}\quad(3)$$

în care s-a notat expresia numitorului cu $2S$, care este tocmai suprafaţa triunghiului ABC. Din trigonometrie se ştie că:

$$\frac{1}{\cot\hat{A}}+\frac{1}{\cot\hat{B}}+\frac{1}{\cot\hat{C}}=\frac{1}{\cot A\cdot\cot B\cdot\cot C}.$$

Aplicaţie numerică

Sistemul de axe de coordonate adoptat este cu axa Y către nord, iar orientările se măsoară dela axa Y (deci diferit ca în sistemul matematic).

Se dau următoarele elemente cunoscute:

$$A\cdot\begin{cases}X_1=5712{,}93\text{ m}\\ Y_1=6107{,}52\text{ m}\end{cases}\quad B\cdot\begin{cases}X_2=5163{,}75\text{ m}\\ Y_2=5718{,}13\text{ m}\end{cases}\quad C\cdot\begin{cases}X_3=6541{,}34\text{ m}\\ Y_3=5686{,}87\text{ m}\end{cases}$$

Se măsoară :

$\alpha = 291^g\ 73^c\ 95^{cc}$

$\beta = 63\ \ 58\ \ 90$

$\gamma = 44\ \ 67\ \ 15$

$[\alpha] = 400\ \ 00\ \ 00$

Din tabele :

$\cot \alpha = +0{,}130489$

$\cot \beta = +0{,}643713$

$\cot \gamma = +1{,}183160$

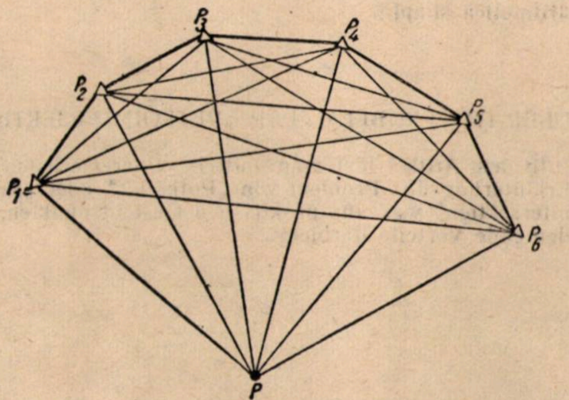


Fig. 3

Calcularea unghiurilor $\widehat{A}$, $\widehat{B}$ şi $\widehat{C}$ din orientări:

$\operatorname{tg} \theta_{21} = \frac{X_1 - X_2}{Y_1 - Y_2} = +1{,}410\,360\ \theta_{21} = 60^g\ 73^c\ 54^{cc}$, făcînd permutări circulare în mod analog se obţine:

$$\theta_{13} = 129^g 91^c 17^{cc}\ ;\ \theta_{32} = 301^g\ 44^c\ 45^{cc} \text{ şi deci } \widehat{A} = \theta_{12} - \theta_{13} \text{ etc.}$$

$$\widehat{A} = 130\,82\,37\ ;\ \widehat{B} = 40\,70\,91\ ;\ \widehat{C} = 28\,46\,72$$

$$\widehat{A} + \widehat{B} + \widehat{C} = 200$$

Făcînd calculele după formulele (2) rezultă :

$$X = \frac{\Sigma P \cdot X}{\Sigma\ P} = \frac{5915{,}4398}{1{,}011850} = 5846{,}16$$

$$Y = \frac{\Sigma P \cdot Y}{\Sigma\ P} = \frac{5158{,}0348}{1{,}011850} = 5097{,}62$$

Observaţie. Dacă se face calculul direct al valorilor $\cot \widehat{A}$, $\cot \widehat{B}$ şi $\cot \widehat{C}$ din coordonate în baza formulelor (3) se obţin aceleaşi valori, la fel şi verificarea respectivă.

Determinarea punctului nou din mai multe Pothenouri. Fie punctele $P_1, P_2 \ldots P_n$ (în cazul fig. 3 $P_n = P_6$) ale căror coordonate sînt cunoscute. In punctul nou P se fac măsurările respective de unghiuri.

Determinarea coordonatelor punctului P în raport cu : $\Delta\ P_1 P_2 P_3$

$$X' = \frac{P_1 X_1 + P_2 X_2 + P_3 X_3}{P_1 + P_2 + P_3}\ ;\ Y' = \frac{P_1 Y_1 + P_2 Y_2 + P_3 Y_3}{P_1 + P_2 + P_3}$$

în raport cu $\Delta P_4\ P_5\ P_6$ de exemplu :

$$X'' = \frac{P_4 X_4 + P_5 X_5 + P_6 X_6}{P_4 + P_5 + P_6}\ ;\ Y'' = \frac{P_4 Y_4 + P_5 Y_5 + P_6 Y_6}{P_4 + P_5 + P_6}$$

făcînd media ponderată dintre X' şi X'' cît şi Y' şi Y'' se obţine :

$$X = \frac{P' X' + P'' X''}{P' + P''}\ ;\ Y = \frac{P' Y' + P'' Y''}{P' + P''}$$

în care $P' = P_1 + P_2 + P_3$ şi $P'' = P_4 + P_5 + P_6$

şi deci

$$X = \frac{P_1 X_1 + P_2 X_2 + \ldots P_6 X_6}{P_1 + P_2 + \ldots + P_6} = \frac{[P \cdot X]}{[P]}\ ;$$

$$Y = \frac{P_1 Y_1 + P_2 Y_2 + \ldots P_6 Y_6}{P_1 + P_2 + \ldots + P_6} = \frac{[P\ Y]}{[P]}.$$

Referindu-ne la fig. 3 din cele 6 puncte luate cîte trei se pot face 20 combinări ($C_6^3 = 20$) adică se pot alege 20 de triunghiuri. Dacă am voi să luăm valorile lui X şi Y din toate aceste combinaţii am putea scrie formulele generale :

$$X = \frac{[P_1] X_1 + [P_2] X_2 + \ldots [P_6] X_6}{[P_1] + [P_2] + \ldots + [P_6)}$$

în mod analog şi pentru Y, în care însă

$$[P_1] = P_1^{(1)} + P_1^{(2)} + \ldots P_1^{(10)}\ ;\ [P_2] = P_2^{(1)} + P_2^{(2)} + \ldots P_2^{(10)}$$

în care $P_1^{(1)}$ este valoarea pentru punctul I din triunghiul I adică $(P_1 P_2 P_3)$ şi $P_1^{(2)}$ este valoarea pentru punctul I din triunghiul 2 adică $(P_1 P_2 P_4)$.

Ştiind că cele 20 triunghiuri ce se pot forma sînt : (1 2 3) ; (1 2 4) ; (1 2 5) ; (1 2 6); (1 3 4); (1 3 5) ; (1 3 6) 1 4 5) ; (1 4 6) ; (1 5 6) ; (2 3 4) ; (2 3 5) ; 2 3 6) ; (2 4 5) ; (2 4 6) ; (2 5 6) ;(3 4 5) ; (3 4 6) ; (3 5 6) ; (4 5 6).

	$\frac{\widehat{A}}{\alpha}$	$\frac{\widehat{B}}{\beta}$	$\frac{\widehat{C}}{\gamma}$	
cot A	$-0{,}525932$	$+1{,}344625$	2,085240	
cot α	$+0{,}130489$	$+0{,}643713$	1,189160	
cot A — cot α	$-0{,}656421$	$+0{,}700912$	0,902080	
$P = \frac{1}{\cot A - \cot \alpha}$	$-1{,}523413$ P_1	$+1{,}426713$ P_2	1,108550 P_3	1,011850 $P = \Sigma P$

Pentru verificare este mai indicat a calcula fiecare Pothenot în mod separat şi dacă rezultatele de exemplu a două Pothenouri pentru acelaşi punct sînt concludente, se poate face apoi media ponderată a lor.

În caz că ne găsim pe cercul periculos $\cot \hat{A} = \cot \alpha$; $\cot \hat{B} = \cot \beta$; $\cot \hat{C} = \cot \gamma$ şi deci $P_1 = P_2 = P_3 = P = \infty$ şi deci $X = \frac{\infty}{\infty}$ $Y = \frac{\infty}{\infty}$ adică avem o nedeterminare.

Modul de calcul de mai sus al Pothenoului mai oferă posibilitatea de a putea face o medie ponderată a mai multor Pothenouri care este mai justă decît o medie aritmetică simplă.

★

ПО ВОПРОСУ „ОБРАТНОГО ПЕРЕСЕЧЕНИЯ"

Резюме

В статье разрешается вопрос „Потенот" или „обратного пересечения" на основе новой механической интерпретации, обладающей с практической точки зрения значительными преимуществами.

ÜBER DAS PROBLEM DER „RETROINTERSEKTION"

In dem Artikel löst man mittels einer mechanischen Erläuterung das Problem von „Pothénot" oder „Retrointersektion" was aus praktischen Gesichtspunkten, bedeutende Vorteile darbietet.

Benzi şi bancuri structurale în stratele de cărbune

B. Ionescu-Siseşti

Lucrările de Carbopetrografie apărute în Occident în ultimele două decenii se menţin la vechea părere că singurii factori determinanţi în formarea cărbunilor au fost acţiunea microorganismelor (faza biochimică) şi presiunea + temperatura (faza fizico-chimică).

Astfel cei mai de seamă carbopetrografi din Europa apuseană susţin, în lucrările apărute de la 1940 încoace, că diferenţierea constituenţilor sau elementelor structurale — şi în consecinţă diferenţierea benzilor din cărbune — trebuie atribuită schimbării cu timpul a condiţiilor biochimice, anume schimbării mediului din aerob în anaerob, spre exemplu, prin inundarea turbăriei cu o nouă pînză de apă. Caracterul aerob sau anaerob al mediului, la rîndul său, l-au determinat autorii respectivi prin analiza chimică a elementelor structurale sau a constituenţilor respectivi.

În numărul din decembrie 1954 al revistei „Erdöl und Kohle" s-a publicat un articol care analizează aceste lucrări şi găseşte că constatările autorilor nu sînt concordante şi nici prea convingătoare şi în consecinţă problema trebuie considerată încă deschisă.

Să vedem deci şi alte explicaţii în această importantă problemă de Carbopetrografie.

Este în afară de orice îndoială că schimbarea condiţiilor biochimice din turbărie poate constitui, în anumite cazuri, factorul hotărîtor în schimbarea faciesului unui strat de cărbune; vom arăta însă că de cele mai multe ori, examenul structurii macro şi microscopice a cărbunilor impune şi alt punct de vedere.

Dacă spre exemplu benzile structurale sînt relativ groase şi cu limite tranşante, se poate presupune eventual că ele se datoresc exclusiv schimbării condiţiilor biochimice din turbărie *). De cele mai multe ori însă, examenul microscopic arată că limitele dintre benzi nu sînt tranşante, că constituenţii structurali a două benzi vecine trec progresiv unul în altul —, că foarte adesea benzile se subţiază şi se răsfiră pînă se pierd între constituenţii celeilalte benzi, că şi mai des o bandă constă dintr-o masă de bază în care se intercalează ramuri fine din constituentul care formează banda vecină etc.

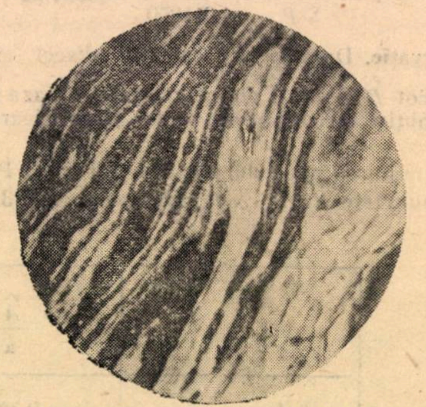


Fig. 1. Benzi vitritice răsfirate, prinzînd între ramurile lor benzile celuilalt constituent.

Se poate spune spre exemplu că în structura din fig. 1, la trecerea de la o bandă la alta s-au

---

*) De regulă însă condiţiile biochimice se schimbă numai datorită schimbării de toxicitate a mediului din cauza procesului de descompunere biochimică însuşi, iar reinundarea turbăriei este insuficientă pentru a schimba aceste condiţii.

schimbat condițiile biochimice la un anumit nivel al turbăriei?

Și, evident, este cu atît mai greu de admis ca în cazul unei structuri ca cea din fig. 2, în care cei doi constituenți care au format benzi aparte sînt în proporții sau au aspecte diferite — se amestecă intim încît abia dacă se mai pot socoti constituenți separați.

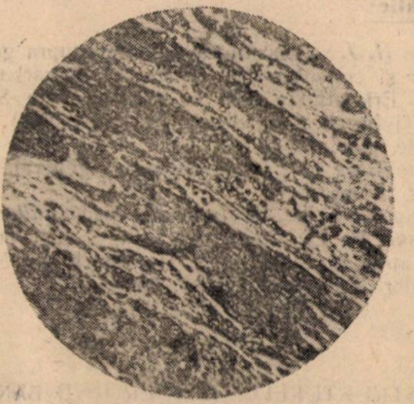


Fig. 2. Benzi vitritice legate intim cu benzile constituentului mai slab încărbunat.

Dealtfel numiții autori arată că au recurs la explicația schimbării condițiilor biochimice pentru că schimbarea condițiilor din faza fizico-chimică (presiunea, temperatura) n-a putut fi așa de frecventă încît să poată explica formarea benzilor.

Dar conform aceluiași raționament nu se poate admite nici că schimbarea condițiilor biochimice din turbărie a putut duce la modificările locale și frecvente de structură din figurile de mai sus. Dacă variațiile de structură sînt frecvente și se întind pe spații mici, deci sînt locale, locale au fost și condițiile care le-au produs. Cu alte cuvinte nu se poate admite că structuri ca cele de mai sus se pot datora unor schimbări ale condițiilor biochimice în turbărie.

Structura în benzi tranșante, structura în benzi răsfirate ca cea din fig. 1 și orice structuri de contraste de genul acestora, nu sînt deci decît diferite aspecte ale aceleiași categorii de structuri și se datoresc, fără îndoială, acelorași factori.

Care sînt atunci acești factori?

Am arătat în unele publicații anterioare *) că contrar părerii petrografilor, considerăm că încărbunarea țesuturilor în faza biochimică se face selectiv, deci că factorul determinant în primele faze ale procesului de încărbunare este natura țesutului însuși și că aspectul diferit al procesului de încărbunare dă naștere la diferite structuri din categoria celor din figurile de mai sus **).

Dar putem merge cu aceste considerații și mai departe încă. Socotim că, chiar bancurile structurale din unele strate de cărbuni nu sînt decît benzi de dimensiuni majore.

În stratele din bazinul Jiului sînt frecvente aceste bancuri. Astfel, fig. 3 și 4 reprezintă structura microscopică a două varietăți de vitrit cu aspect foarte diferit, primul formînd un banc în stratul XIII de la mina Lupeni, al doilea în stratul V de la aceiași mină.

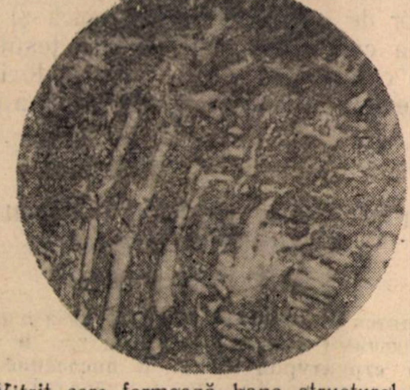


Fig. 3. Vitrit care formează banc structural în stratul XIII Lupeni.

Vitritul din fig. 3 are macroscopic structura lamelară și este negru strălucitor, iar cel din fig. 4 are aspect mat, în secțiune lustruită semănînd cu o țesătură fină de mătase, din cauza corpurilor rășinoase care se văd în micrografie. Aspectul alungit al corpurilor rășinoase și faptul că în general ele sînt orientate, dovedesc că vitritul a provenit dintr-un anumit țesut.

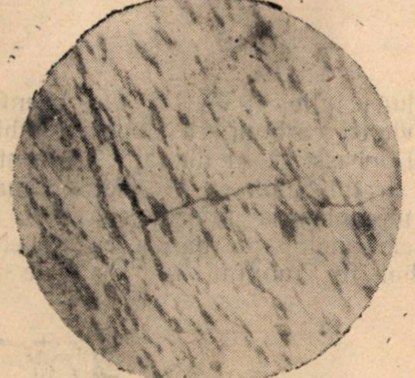


Fig. 4. Vitrit cu rășină, care formează banc structural în stratul V Lupeni.

Exemplele de acest gen se pot multiplica.

Putem adăoga că dacă considerăm că benzile și bancurile se datoresc naturii diferite a țesuturilor, nu înseamnă că nu este posibil ca flora bacteriană din faza biochimică să fi putut diferi și după natura țesutului, în aceiași timp și deci în aceleași condiții din turbărie.

---

*) Revista Minelor, nr. 6/1954 și Rev. Universității Parhon și a Institutului Politehnic din Buc., nr. 4—5, 1955.

**) Noi am numit aceste structuri „structuri ornamentale".

Şi ca să completăm aceste consideraţii, este de la sine înţeles că în general continuarea procesului de încărbunare în faza fizico-chimică micşorează progresiv diferenţele structurale dintre constituenţii benzilor şi bancurilor, deci tind să le uniformizeze. Dar procesul de uniformizare are efect în primul rînd asupra constituenţilor de aceeaşi natură, spre exemplu asupra constituenţilor vitritici şi foarte greu asupra unor corpuri figurate, spre exemplu a corpurilor răşinoase.

Faptul că factorul principal în formarea diferenţelor de structură microscopică şi macroscopică a cărbunilor este natura ţesutului, nu exclude contribuţia şi a altor factori. Astfel, spre exemplu noi am considerat că alţi factori determinanţi în formarea structurilor, sînt separarea în turbărie şi mineralizare.

La formarea benzilor sau bancurilor structurale pot juca oarecare rol şi aceste fenomene.

Bibliografie

[1] *Ertle H. J.:* Cunoştinţele actuale asupra genezii benzilor şi constituenţilor structurali ai cărbunilor (Heutige Erkentnisse über du Genesis von Steifenarten u. Gefügebestandteilen du Skinkohle). Erdöl u. Kohle, dec. 1954.

[2] *Jenнciujnikov I. A.:* Geologia generală a cărbunilor minerali.

[3] *Kühlwein F. L., Hoffman E., Teichmüller M., Mackovski M. T.:* Contribuţii la „Manual de microscopie aplicată în tehnică“ (Handbuch der Mikroskopie in der Technik), Frankf. 952.

★

СТРУКТУРНЫЕ ПОЛОСЫ И ТОЛЩИ В УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

Резюме

Приводится ряд соображений в связи с факторами определяющими отличия между макро- и микроскопической структурой угля. В последние включаются: отделение торфянника и минерализация.

STRUKTURELLE BÄNDER UND BÄNKE IN KOHLENSCHICHTEN

In dem Artikel betrachtet man die für die Unterschiede in der Makro-oder Mikrostruktur der Kohle entscheidenden Faktoren, darunţer: die Scheidung im Torfmoor und die Mineralisierung.

Experimentarea combinei sovietice „Donbass-1“ la I. C. Lupeni *)

Ing. **Petre Ţepeluş**
Direcţia Generală a Cărbunilor „Valea Jiului“

În luna iulie 1955 s-a experimentat la întreprinderea carboniferă Lupeni combina sovietică „Donbass 1“ în abatajul cu front lung nr. 4 din stratul 8, blocul IV. Această maşină permite mecanizarea tăierii, sfărîmării şi încărcării cărbunelui pe banda cu raclete sau pe jghiabul fix montat în abatajele cu front lung.

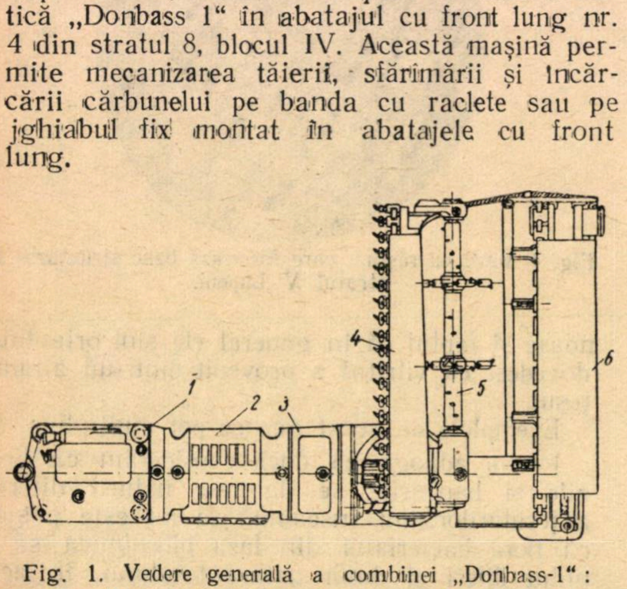


Fig. 1. Vedere generală a combinei „Donbass-1“ :
1 — reductorul de înaintare ; 2 — motorul principal ; 3 — reductorul lanţului de tăiere ; 4 — braţul cu lanţul port cuţite ; 5 — arborele cu discuri ; 6 — încărcător.

Combina „Donbass“ (fig. 1) a fost construită pentru stratele cu înclinare maximă de 42...45°, de grosimi între 0,8—2,2 m, care admit o suprafaţă liberă între 6—8 m², cu acoperiş stabil sau semistabil. În stratele pentru care a fost proiectată, cărbunele poate fi de tărie medie şi mare, fără incluziuni importante de sferosiderită.

Combina este alcătuită din următoarele părţi principale :

a) reductorul de înaintare, motorul principal, reductorul lanţului de tăiere (cu portcuţite) şi al arborelui (axului) cu discuri, care sînt aceleaşi ca la haveza grea sovietică MV-60, cu singura deosebire că toate ansamblurile au suferit unele schimbări în vederea măririi rezistenţei lor şi al numărului angrenajelor de tăiere ;

b) organul de tăiere şi sfărîmare, format din braţul inelar cu lanţul de tăiere care execută un făgaş în cărbune, cu înălţimea de 120 mm şi arborele cu discuri care sfarîmă cărbunele tăiat de lanţ ;

---

*) Se supune discuţiei în cadrul revistei.

c) încărcătorul prevăzut cu motor propriu, alcătuit dintr-un transportor cu palete așezat în plan vertical, care transportă cărbunele sfărîmat pe transportorul cu raclete sau scocul fix așezat alături de combină.

Lanțul are 7 linii de tăiere, putînd fi reduse la 5 sau la 3 în raport cu tăria cărbunelui. Numărul de discuri ce se așează pe arborele cu discuri variază între 1 și 4. Cu cît cărbunele este mai tenace cu atît numărul lor se recomandă a se lua mai mare.

In vederea adaptării combinei la strate cu grosimi între 1,5—2,2 m este necesar să se înlocuiască brațul inelar de formă dreptunghiulară cu unul pliant prevăzut cu șarniere, iar încărcătorul să fie înălțat și să i se mărească puterea motorului. In cazul folosirii combinei la strate înclinate, unde cărbunele alunecă pe jghiaburi fixe datorită forței imprimată de greutatea proprie, este necesar să se înlocuiască încărcătorul cu o pîlnie, al cărui calcul și construcție sînt caracteristice pentru fiecare strat în parte.

Caracteristica tehnică a combinei „Donbass"

Productivitatea la grosime de strat 0,8—1,5 m.	50—110 t/h
Inălțimea brațului inelar (considerată la extremitățile cuțitelor exterioare)	0,71—0,83—1,0 m
Lungimea brațului inelar . . .	1,2—1,6—2,0 m
Viteza de mișcare a lanțului portcuțite	2,14 m/s
Viteza de înaintare:	
— de lucru	0,22—0,54—0,81—1,08 m/min
— de manevră	14,5 m/min
Viteza de tăiere a cuțitelor de pe discurile arborelui de sfărîmare:	
— pentru discurile cu diametrul de 560 mm	2,46 m/s
— pentru discurile cu diametrul de 700 mm	3,07 m/s
Viteza de mișcare a lanțului încărcătorului	1,54 m/s
Numărul de turații al melcului . .	318 rot/min
Forța de tracțiune la cablu (de calcul):	
— la viteza de înaintare . .	700—10 000 kg
— la viteza de manevră . .	4 000
Diametrul cablului de tracțiune. .	17—18*) mm
Capacitatea de înfășurare a tobei:	
— la diametrul cablului de 17 mm	30 m
— la diametrul cablului de 18 mm	25 m
Motorul electric principal MAD — 191/11 m:	
Numărul asincron de turații în regim orar	1 465 rot/min
Puterea:	
— orară.	65 kW
— de lungă durată . . .	25 kW
— moment maximal . . .	63 kW
Tensiunea de lucru	380 V
Motorul electric al încărcătorului MAR 6—11/4:	
Numărul asincron de turații . .	1 470 rot/min
Puterea	13—14 kW
Tensiunea de lucru	380 V
Numărul de palete	3—5 buc.
Gabaritele combinei:	
— lungimea în poziție de lucru	4 560 mm
— lungimea în poziție de scoborîre:	
— fără încărcător	5 050 mm
— cu încărcător (sub formă de tren).	7 450 mm
Lățimea în poziție de scoborîre. .	860 mm
Greutatea:	
— la lungimea brațului inelar de tăiere de 1,2—2,0 m. . .	6 346—7 268 kg.

Condițiile geologice minere

In vederea creiării unor condiții optime de experimentare, s-a căutat a se alege un front de lucru numai în acest scop într-un strat unde cărbunele să nu aibă incluziuni importante de sferosiderită. In vederea alegerii acestui strat s-a făcut în prealabil cercetarea geologică a mai multor strate și s-a propus spre experimentare abatajul cu front lung nr. 4 din stratul 8, blocul IV (fig. 2).

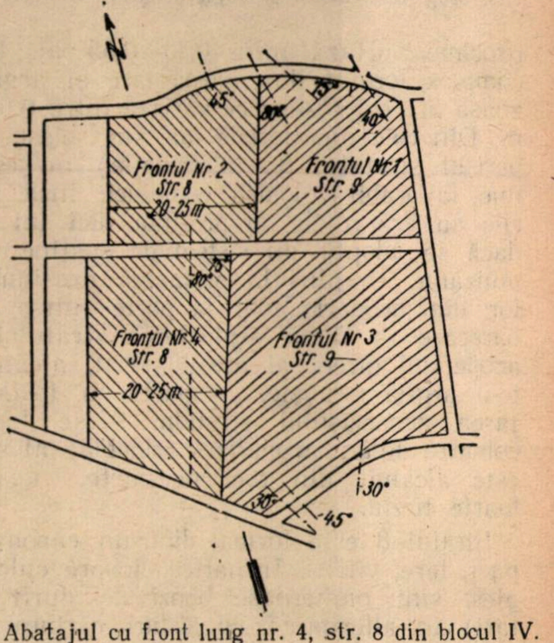


Fig. 2. Abatajul cu front lung nr. 4, str. 8 din blocul IV.

In condițiile bazinului din Valea Jiului zăcămîntul de cărbune este format dintr-o serie de mai multe strate. In această serie de strate, stratul 8 este situat în imediata apropiere a stratului 9, de care este despărțit printr-o intercalație cu o grosime ce variază între 0,65—0,95 m (fig. 3) aceasta formînd în același timp acoperișul stratului 8 și culcușul stratului 9.

Intercalația este alcătuită dintr-o marnă bituminoasă compactă, tare, cu spărtura conchoidală, care are o grosime de la 0,25—0,60 m. Suprafețele de stratificație ale marnei sînt separate prin intercalații subțiri de argile moi, uneori îmbibate cu apă. Odată cu exploatarea stratului 9, se extrage și o parte din această marnă pentru a se obține o grosime medie a stratului. Sub această marnă se află o argilă grezoasă cu fosile, compactă și tare a cărei grosime variază între 0,40—0,55 m. Intregul complex format din marnă tare și argilă grezoasă are o grosime ce variază între 0,65—0,95 m. Din cele menționate mai sus reiese că acoperișul stratului 8 (intercalația) nu este tocmai favorabil folosirii combinei, însă încercările au arătat că nu prezintă nici un pericol, dacă se adoptă un sistem de susținere corespunzător. În plus la preluarea presiunii rocilor din acoperiș mai ia parte într-o măsură oarecare — după exploatarea stratului 9, — acoperișul direct al acestui strat, alcătuit dintr-o argilă cenușie, compactă cu fosile. Dirijarea acoperișului stratului 9 se face prin coborîre lină; acoperișul principal al stratului este alcătuit din roci rezistente, ce se lasă foarte tîrziu.

---

*) In cazul utilizării a 2 motoare în serie și pentru strate de cărbuni foarte tari, se poate utiliza un cablu cu diametrul de 19—22 mm.

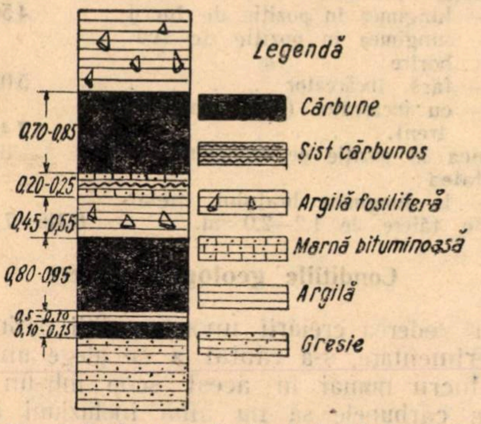


Fig. 3. Profilul geologic al stratelor 8 și 9.

Stratul 8 este format dintr-un cărbune compact, tare, vitros. În partea dinspre culcuș, mai ales, sînt numeroase benzi de durit (foarte tari) în alternanță cu șisturi cărbunoase. În culcușul stratului de asemenea se află o intercalație de argilă cu grosimea de 0,10—0,15 m, compactă, care îmbibîndu-se cu apă se umflă. Stratul prezintă uneori concrețiuni lentiliforme de sferosiderită. Grosimea stratului variază între 0,85—1,2 m.

Culcușul stratului 8 constă dintr-o gresie cu ciment calcaros, tare, compactă, lucioasă, prezentînd slabe denivelări pe direcție.

Unghiul de înclinare al complexului de strate 8 și 9 variază în această parte a blocului între 12...15°.

Din cele expuse mai sus reiese că, acoperișul stratului 8 nu este prea bun, iar cărbunele este destul de tare. Acestea reprezintă greutăți serioase care au fost eliminate prin găsirea unui sistem de susținere corespunzător și luarea de măsuri necesare în cazul ivirii concrețiunilor de sferosiderită.

Dirijarea presiunii acoperișului și sistemul de susținere

Dat fiind faptul că acoperișul stratului 8 este format dintr-o intercalație cu o grosime cuprinsă între 0,65—0,95 m, s-a căutat ca pasul de surpare să fie minim, iar sistemul de susținere să fie cît mai sigur și executarea lui să nu micșoreze viteza de tăiere a combinei.

În acest sens pentru a găsi o soluție optimă a dirijării presiunii acoperișului, s-a dat o deosebită atenție alegerii sistemului de susținere. În vederea găsirii celei mai bune susțineri s-au preconizat în prealabil 5 variante, alegîndu-se dintre acestea aceea ce se va descrie mai jos.

Monografia de susținere stabilită (fig. 4) prevede în primul cîmp susținerea cu grinzi perpendiculare pe front, din lemn rotund, lung de 3,0 m și cu diametrul de 20—22 cm. În primul cîmp, situat în apropierea frontului de lucru, grinzile sînt sprijinite pe 2 stîlpi situați la o distanță *) de 1,35 m și avînd o parte liberă, în consolă, pe o lungime de 1,65 m care permite astfel așezarea transportorului cu raclete și a combinei. După tăierea unei fîșii noi de cărbune pe o adîncime de 1,35 m, la grinda în consolă se mai adaugă încă un stîlp la o distanță de 1,35 m de primul rînd de stîlpi și 0,30 m de la frontul de lucru. Alături de această grindă se montează o nouă grindă de 3,0 m, susținută pe 2 stîlpi situată la o distanță de 1,35 m; în mod asemănător se execută susținerea la tăierea fiecărei fîșii noi de cărbune. Distanța între grinzi, pe înclinare, este de 1,0 m.

Al doilea cîmp, situat între cei doi popici care susțin grinda în consolă, este liber, fiind necesar pentru montarea conductelor de aer comprimat și circulația oamenilor de-a lungul frontului. În al treilea cîmp sînt plasate stivele de lemn rotund, distanța între axele lor pe înclinare fiind de 3,0 m. Lățimea cîmpului unde se află stivele este deci de 1,35 m. Stivele se mută cu un cîmp înainte după fiecare fîșie tăiată, pasul de surpare fiind deci echivalent cu lățimea unei fîșii de 1,35 m.

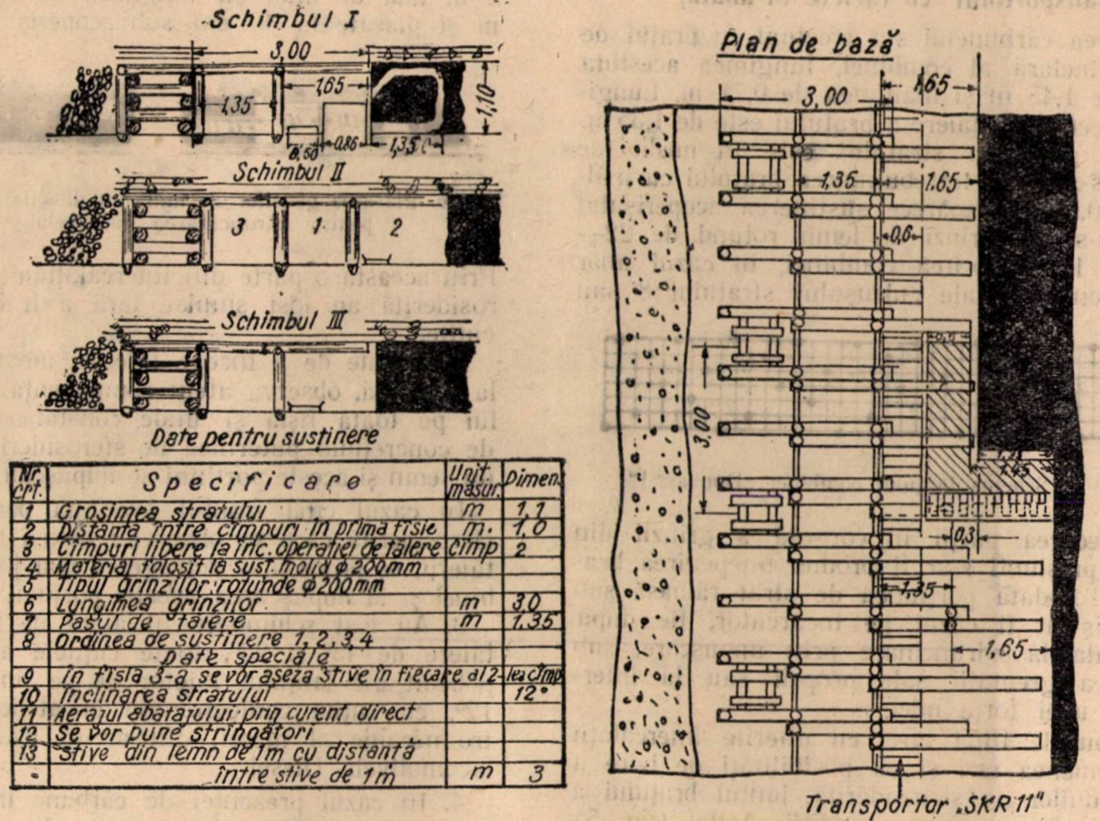
În vederea evitării subminării stratului 9, acesta s-a exploatat înaintea stratului 8 pe o distanță pe direcție de 20—25 m, iar la dirijarea acoperișului stratului 9 s-a căutat ca să se răpească cea mai mare parte din lemnul rămas în spatele stivelor. Din 10 în 10 m acoperișul principal al stratului 9 se lăsa provocînd presiuni în abataj, care uneori duceau la fisurarea intercalației dintre cele două strate de cărbune. În general intercalația se fisura după linia de cea mai mare pantă a stratului.

Intercalația și acoperișul direct al stratului 9 se dirijează prin coborîre lină, care se realizează prin mutarea stivelor și răpirea susținerilor.

---

*) Toate distanțele dintre elementele de susținere s-au luat între axele lor.

Pentru evitarea presiunii suplimentare cauzată de coborîrea acoperișului principal al stratului, s-a căutat să se mărească pe cît este posibil viteza de înaintare a frontului de lucru.



Date pentru susținere

Nr. crt.	Specificare	Unit. măsur.	Dimen.
1	Grosimea stratului	m	1,1
2	Distanța între cîmpuri în prima fîșie	m.	1,0
3	Cîmpuri libere la înc. operației de tăiere	cîmp	2
4	Material folosit la sust. molid ⌀ 200 mm		
5	Tipul grinzilor: rotunde ⌀ 200 mm		
6	Lungimea grinzilor	m	3,0
7	Pasul de tăiere	m	1,35
8	Ordinea de susținere 1, 2, 3, 4		
	Date speciale		
9	În fîșia 3-a se vor așeza stive în fiecare al 2-lea cîmp		
10	Înclinarea stratului		12°
11	Aerajul abatajului: prin curent direct		
12	Se vor pune strîngători		
13	Stive din lemn de 1 m cu distanță		
•	între stive de 1 m	m	3

Fig. 4. Monografia de susținere.

Sistemul de susținere a fost sigur și posibil de executat, avînd însă ca parte negativă că s-a mărit consumul de lemn cu 168% în comparație cu consumul de pînă acum.

În vederea micșorării consumului de lemn pe viitor se lucrează la modificarea sistemului de susținere. Introducerea susținerii metalice în viitor va reduce și mai mult consumul de lemn și va mări viteza de înaintare a frontului de abataj.

Transportul cărbunelui din abataj pînă la rampa puțului

În abataj transportul s-a efectuat cu un transportor tip SKR-11 fabricat de uzinele Unio din Satu Mare. În prealabil s-a exclus varianta folosirii în abataj a transportorului cu raclete TP-1 deoarece lungimea maximă de 40 m a acestui transportor nu poate asigura decît o productivitate de 30 t/h. Aceasta nu corespundea cu lungimea frontului de 53 m și nu asigura nici mersul combinei cu prima viteză de înaintare (0,27 m/min) care necesita o productivitate de 33—35 t/h, în comparație cu transportorul SKR-11 ce asigură o productivitate de 60 t/h pe o lungime de 70 m.

Cărbunele era transportat mai departe pînă la punctul de încărcare în vagonete, situat în galeria principală de transport, cu un transportor cu raclete tip SKR-11 montat în galeria direcțională.

Transportul cărbunelui în galeria principală de transport se efectua cu vagonete de 1 t trase de o locomotivă Diesel de 6 t.

Datorită faptului că înaintea punctului de încărcare a cărbunelui rezultat de la combină nu exista o posibilitate de garare a unui tren de 40 vagonete goale, ci numai de maximum 15 vagonete și pe lîngă aceasta că la 30—40 m de la acest punct de încărcare se mai afla încă un punct de încărcare al abatajelor învecinate, manevrarea vagonetelor goale și a celor pline se făcea foarte greu cauzînd oprirea din tăiere a combinelor.

Lemnul era transportat manual pînă în galeria de bază, în imediata apropiere a frontului de lucru, totalizînd 53 de grinzi de 3,0 m și 159 de stîlpi pentru tăierea unei fîșii. În abataj lemnul era transportat manual de o grupă specială de doi oameni, care aducea lemnul pînă în apropierea grupei ce lucra la susținere.

În vederea reducerii timpului pentru manevre și pentru a se asigura mersul continuu al combinei, este necesar ca în viitor să se amenajeze o galerie dublă înaintea punctului de încărcare, cu o capacitate de garare de cel puțin 50—70 vagonete goale. Transportul manual al lemnului în abataj cu ajutorul unei cutii cu role acționate de troliu va ușura simțitor această muncă.

Tăierea, sfărîmarea și încărcarea cărbunelui pe transportorul cu raclete în abataj

Tăierea cărbunelui s-a efectuat cu brațul de formă inelară al combinei, lungimea acestuia fiind de 1,45 m și înălțimea de 0,71 m. Lungimea efectivă de tăiere a brațului este de 1,35 m.

Deși grosimea stratului este în medie de 1,1 m s-a evitat întrebuințarea brațului cu înălțimea 0,83 m deoarece susținerea acoperișului făcîndu-se cu grinzi de lemn rotund de 22—25 cm la scoborîrea combinei, în cazul unor mici denivelări ale culcușului stratului 8 sau la aplecarea părții în consolă a grinzii din cauza presiunii s-ar fi produs înțepenirea brațului. Totodată porțiunea de strat rămasă sub acoperiș ar fi căzut pe încărcător, fie după o prealabilă zdruncinare prin împușcare, sub acțiunea greutății sale proprii sau la intervenția unei forțe mici.

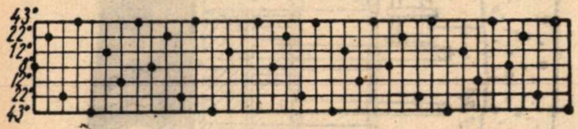


Fig. 5. Schema lanțului combinei „Donbass-1“

Cărbunele fiind tare, cu diferite intercalații de asemenea tari și cu posibilități de ivire a incluziunilor de sferosiderită, lanțul brațului a fost adaptat la aceste condiții. Astfel (fig. 5) s-a mărit numărul de cuțite cu înclinare de 43° și 23° și s-a căutat în primul moment să se întrebuințeze numai cuțite originale armate cu pobedit.

Sfărîmarea cărbunelui a fost efectuată de cele două discuri. S-a ales un număr minim de discuri avîndu-se în vedere că în stratul 8 cărbunele are o tenacitate redusă și în felul acesta se capătă o mai mare cantitate de blocuri, reducîndu-se totodată consumul de energie.

In timp de o lună cît a durat experimentarea au fost tăiate 16 fîșii reprezentînd o înaintare a abatajului de 21,5 m.

Folosirea combinei în prezența concrețiunilor de sferosiderită și a cărbunelui tare, necesită o experiență bogată a mecanicului de la combină în ceea ce privește manipularea combinei de tăiere. Din cauza lipsei de experiență, s-a putut observa că în primele zile, consumul de cuțite a fost exagerat. In soluționarea acestei probleme a fost concentrată atenția mecanicului de combină și a personalului tehnic de supraveghere. Practica a arătat că lucrîndu-se cu viteze reduse de 0,27 m/min și maximă de 0,54 m/min s-a putut trece prin zonele unde cărbunele era foarte tare. Pe lîngă aceasta pentru a se îmbunătăți tăierea și a se reduce consumul de cuțite s-au luat măsurile indicate mai jos.

1. In prealabil se zdruncină cărbunele pe întregul front de lucru prin explozia a 100—200 g de exploziv în găuri de mină perforate la 2 m una de alta, cu lungimea de 1,45—1,50 m și plasate la 40 cm sub acoperiș (fig. 6).

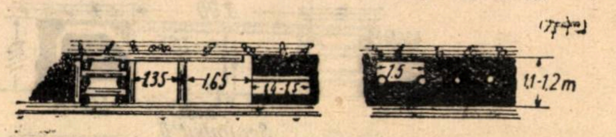


Fig. 6. Plasarea găurilor de mină cu direcția orizontală pentru zdruncinarea cărbunelui.

Prin aceasta o parte din intercalațiunile cu sferosiderită au fost smulse fără a fi tăiate de cuțite.

2. Inainte de a începe tăierea, mecanicul de la combină, observa atent componența cărbunelui pe toată fîșia și unde constata existența de concrețiuni puternice de sferosiderită, făcea un semn și aceste porțiuni se împușcau complet.

In cazul cînd frontul prezenta porțiuni cu sferosiderită care se observau numai în timpul tăierii, se proceda la retragerea mai jos a combinei și la împușcarea acestei porțiuni de front.

3. Au fost schimbate în afară de liniile de tăiere de 43° și 23°, toate cuțitele armate cu pobedit ale lanțului tăietor de pe liniile 0° și 12°, cu cuțite confecționate la atelierul electro-mecanic al minei, din arcuri uzate de la locomotivele Diesel.

4. In cazul prezenței de cărbune tare și de concrețiuni slabe de sferosiderită se tăia cel mult cu viteza a doua, însă se mărea debitul de apă care stropea lanțul port-cuțite, imitîndu-se tăierea metalelor la mașinile-unelte.

Toate aceste măsuri au adus drept rezultat micșorarea consumului de cuțite armate cu pobedit de 2—3 ori. Introducerea cuțitelor confecționate din arcuri de la locomotivele Diesel a adus în plus economii bănești, cu toate că se uzau mai repede, datorită faptului că ele costau 4—5 lei în comparație cu costul de 80—90 lei al celor originale. Consumul specific de explozivi realizat a scăzut față de cel precedent cu 64%. Cu toate greutățile avute, combina putea efectua tăierea întregii fîșii în maximum 4—5 ore în cazul cînd se luau toate măsurile în ceea ce privește alimentarea cu vagonete goale, aprovizionarea cu lemn și se împușcau înainte porțiunile cu intercalații mai mari de sferosiderită.

Viteza de tăiere a combinei a depășit în prima săptămînă cu mult susținerea și evacuarea cărbunelui rămas deasupra brațului de tăiere. Pentru a se accelera viteza de susținere a frontului de lucru, practica a dovedit că sînt necesare următoarele măsuri:

a) stîlpii să fie tăiați la trei dimensiuni: 0,80, 0,85 și 0,90, ceea ce reduce timpul pentru tăierea lor la dimensiunea necesară în timpul realizării susținerii ;

b) în schimbul de răpire, în cîmpul liber se transportau pe întreaga fîșie stîlpi și unde era loc liber se așezau grinzile între stive ;

c) împușcarea de zdruncinare a cărbunelui înaintea combinei (fig. 6) a dovedit că ușurează mult tăierea cu ciocanul de abataj a cărbunelui de sub acoperiș cu grosimea de 0,35—0,40 m care rămînea netăiat de brațul inelar. Dacă înainte, aproape 30—35% din cărbunele rezultat din abataj era nevoie să fie tăiat și evacuat manual, în urma acestor măsuri majoritatea cantității de cărbune cădea în încărcător, sub acțiunea greutății proprii sau cu un mic efort al minerului spre a-l desprinde din acoperiș în așa fel ca să cadă în întregime în încărcător.

La mărirea vitezei de susținere a mai contribuit elanul și spiritul tovarărășesc de ajutor reciproc al muncitorilor indiferent de funcția pe care o îndeplînea fiecare din ei în brigada ce efectua susținerea și evacuarea cărbunelui rămas.

Aici trebuie să menționăm că la prima experimentare de zdruncinare a cărbunelui rămas prin împușcare, găurile de mină aveau o înclinare spre acoperiș (fig. 7) ceea ce a dus la fisurarea intercalației dintre cele două strate de cărbune. Acest mod de a se perfora găurile de mină a fost înlocuit cu perforarea lor în direcție orizontală (fig. 6).

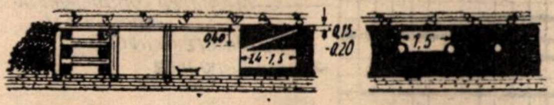


Fig. 7. Plasarea găurilor de mină cu înclinare pentru zdruncinarea cărbunelui.

Printre greutățile întîmpinate în timpul operației de tăiere ținem să remarcăm înțepenirea brațului inelar al combinei, ruperi dese ale cablului de tracțiune, precum și pierderea unei cantități de 40 de cuțite. Înțepenirea brațului inelar se datora opririi pe timp mai mare a combinei cauzată de funcționarea discontinuă a transportorului cu raclete din lipsă de vagonete goale, lipsei de aprovizionare cu lemn suficient care provoca opriri în executarea susținerii, precum și a defectelor de ordin mecanic; toate acestea cauzau pe suprafața nesusținută a abatajului declanșarea presiunii care presa brațul inelar, provocînd uneori ruperea cablului de tracțiune. Ruperile acestea ale cablului de tracțiune erau provocate de neobservarea la timp a înțepenirii brațului inelar, din lipsă de cuțite de pe arborele cu discuri, precum și din cauza forțării vitezei de tăiere a combinei.

Pierderea cuțitelor armate cu pobedit s-a datorit strîngerii insuficiente a acestora în port-cuțite și în special a tăriei materialului din care erau confecționate, tărie mai mare decît a șuruburilor de fixare. De aceea socotim justă propunerea tov. mecanic de la combină, Hampli ca șuruburile de fixare să fie călite, aceasta permițînd ca ele să intre în cuțite la strîngerea lor.

Încărcarea cărbunelui tăiat sau care se desprindea din acoperiș era efectuată de dispozitivul de încărcare al combinei prevăzut cu cinci palete. Pentru a se micșora cantitatea de cărbune ce nu se încarcă mecanic, experiența a arătat că depărtarea maximă dintre combină și transportorul cu raclete nu trebuie să depășească de 100—150 mm.

Datorită apropierii transportorului cu raclete de combină și a zdruncinării cărbunelui, proporția de cărbune încărcat mecanic a crescut pînă la 85—95%.

Din deficiențele de ordin tehnico-organizatoric menționăm :

1. Instalația de stropire a combinei n-a fost întreținută și îngrijită totdeauna mulțumitor, ceea ce a dus la majorarea cantității de praf de cărbune în curentul de aer și n-a dat posibilitatea de a se răci continuu lanțul și cuțitele brațului inelar.

2. Nu s-a ținut o evidență zilnică precisă a consumului de cuțite după tipurile întrebuințate și modul cum au fost ele uzate sau deteriorate, ceea ce n-a permis a se lua măsurile necesare la timp.

3. Defecțiuni de ordin electro-mecanic la combină din cauza neefectuării unei revizii zilnice preventive bine executată și a neinstruirii electricienilor, care nu cunoșteau circuitele electrice; aceasta a dus la unele opriri ale combinei pe un interval de timp care a atins chiar 24 de ore.

4. Lipsa unei aprovizionări corespunzătoare a abatajului cu lemn și vagonete goale.

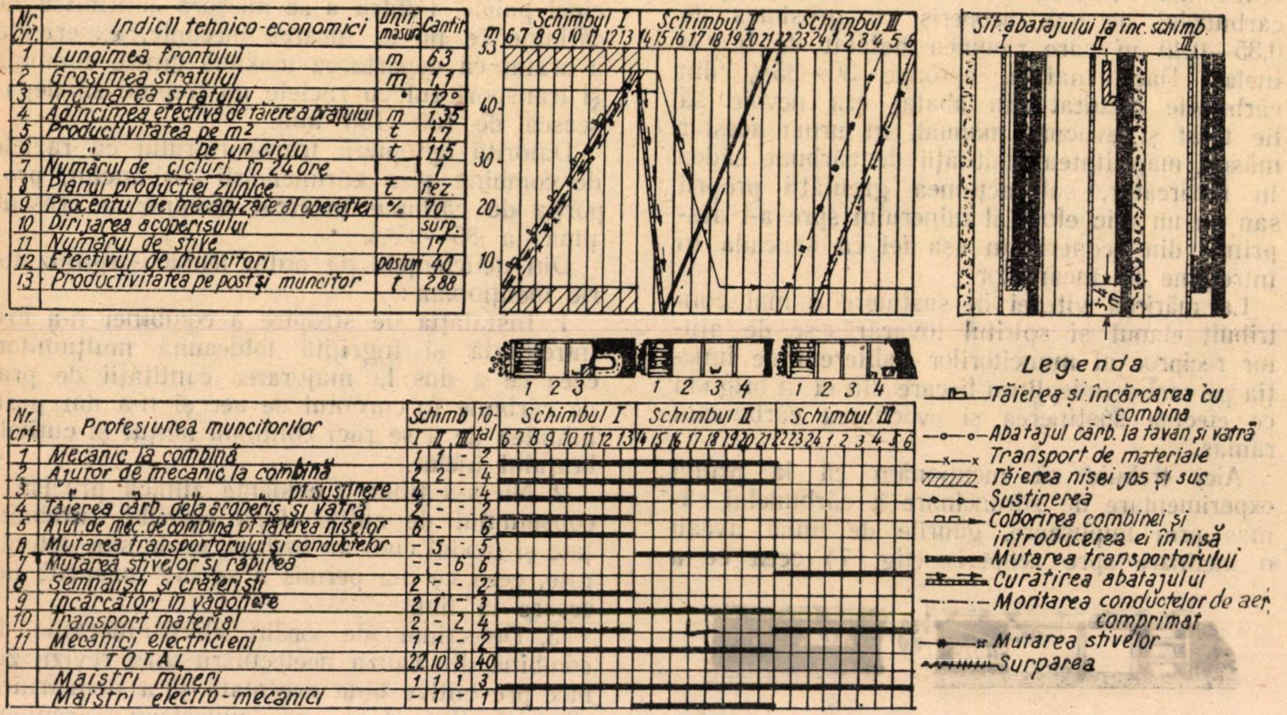
Practica a arătat că dacă reviziile preventive se fac conștiincios zilnic, dacă se aprovizionează abatajul cu lemn pentru cel puțin două fîșii, dacă vagonetele goale sînt în număr suficient, dacă personalul electromecanic al combinei va fi instruit corespunzător, și dacă vor fi aplicate consecvent și prompt modificările și măsurile de ordin tehnico-organizatoric, problema tăierii unei fîșii în 8 ore este complet rezolvată.

Organizarea lucrului în abataj

În perioada de experimentare ne-am propus ca obiect final organizarea astfel a lucrului în abataj spre a asigura tăierea unei fîșii de cărbune în 24 de ore. În primele două săptămîni, în special datorită neasigurării condițiilor tehnico-organizatorice, s-a ajuns a se extrage două fîșii în trei zile și numai de cîteva ori o fîșie pe zi. În cele 10 zile ce au urmat, tăierea unei fîșii s-a realizat zilnic cu excepția numai a 2—3 zile iar într-una din zile s-a tăiat o fîșie și jumătate.

În zilele cînd s-a realizat o fîșie în 24 de ore (fig. 8), lucrul în abataj era împărțit pe trei schimburi: de tăiere, de montare și revizie, precum și schimbul de răpire și mutare a stivelor.

În schimbul de tăiere lucrau în abataj trei brigăzi de bază plus personalul de regie.



Nr. crt.	Indicii tehnico-economici	Unit. măsură	Cantit.
1	Lungimea frontului	m	63
2	Grosimea stratului	m	1,1
3	Inclinarea stratului	°	12°
4	Adîncimea efectivă de tăiere a brațului	m	1,35
5	Productivitatea pe m²	t	1,7
6	„ pe un ciclu	t	115
7	Numărul de cicluri în 24 ore		1
8	Planul producției zilnice	t	rez.
9	Procentul de mecanizare al operației	%	70
10	Dirijarea acoperișului		surp.
11	Numărul de stive		17
12	Efectivul de muncitori	posturi	40
13	Productivitatea pe post și muncitor	t	2,88

Nr. crt.	Profesiunea muncitorilor	Schimb I	Schimb II	Schimb III	Total
1	Mecanic la combină	1	1	-	2
2	Ajutor de mecanic la combină	2	2	-	4
3	„ „ „ pt. susținere	4	-	-	4
4	Tăierea cărb. de la acoperiș și vatră	2	-	-	2
5	Ajut. de mec. de combină pt. tăierea nișelor	6	-	-	6
6	Mutarea transportorului și conductelor	-	5	-	5
7	Mutarea stivelor și răpirea	-	-	6	6
8	Semnaliști și craieriști	2	-	-	2
9	Încărcători în vagonete	2	1	-	3
10	Transport material	2	-	2	4
11	Mecanici electricieni	1	1	-	2
	TOTAL	22	10	8	40
	Maiștri mineri	1	1	1	3
	Maiștri electro-mecanici	-	1	-	1

Schimbul I
6 7 8 9 10 11 12 13
Schimbul II
14 15 16 17 18 19 20 21
Schimbul III
22 23 24 1 2 3 4 5 6
m
53
40
30
20
10
Sit. abatajului la înc. schimb.
I
II
III
3-4 m
1 2 3
1 2 3 4
1 2 3 4
Legenda
Tăierea și încărcarea cu combina
Abatajul cărb. la tavan și vatră
Transport de materiale
Tăierea nișei jos și sus
Susținerea
Coborîrea combinei și introducerea ei în nișă
Mutarea transportorului
Curățirea abatajului
Montarea conductelor de aer comprimat
Mutarea stivelor
Surparea

Fig. 8. Programul de lucru cu combina „Donbass-1" în abatajul cu front lung nr. 4, stratul 8, blocul IV, sectorul IV B.

Brigada combinei a fost formată din trei muncitori: un mecanic de combină și doi ajutori. Un ajutor al mecanicului de combină manipula cablul, monta stîlpii de ancorare, curăța cărbunele înaintea combinei și îndrepta frontul de lucru. Celălalt observa mersul combinei, stropirea și înlocuia cuțitele uzate. În general în schimburile de tăiere brigada combinei era dirijată de tov. Hampli care prin inițiativa, devotamentul și cunoștințele sale a reușit a-și însuși cel mai bine felul cum trebuie dirijată combina, brigada de susținere și celelalte operații din abataj.

În urma combinei se afla brigada ajutorului de mecanic de combină pentru susținere, condusă de experimentatul și capabilul miner tov. Frais, formată din șase persoane care efectuau: susținerea propriu-zisă și evacuarea cărbunelui rămas sub acoperiș și la culcușul stratului. În brigadă munca era repartizată în felul următor: un miner — tov. Arbagic — efectua tăierea cărbunelui rămas sub acoperiș și îndrepta frontul în urma combinei, trei mineri lucrau la punerea grinzii de 3,0 m pe cei doi stîlpi și completarea cu un al treilea stîlp sub grinda în consolă la o depărtare de 1,35 m de la a doua susținere iar doi ajutori pregăteau lemnul la dimensiunile cerute de muncitorii de la susținerea de bază. Totodată în grija șefului de brigadă mai era o echipă de două persoane care alimenta permanent echipa de susținere cu lemn din galeria de bază a abatajului.

Brigada efectua și încărcarea cărbunelui rămas pe transportorul cu raclete. La baza susținerii rapide în urma combinei a stat spiritul sănătos, tovărășesc, de ajutorare reciprocă al minerilor.

A treia brigadă a ajutorului de mecanic de combine, pentru executarea nișelor, era formată din 6 mineri lucrînd în grupe de trei la efectuarea celor două nișe. Nișa de sus avea o lungime de 4—5 m, adîncime de 1,35 m, abatajul cărbunelui executîndu-se mai mult cu ciocanul de abataj, din cauza fisurilor ce le avea intercalația.

Săparea nișelor, în special a acelei de jos, s-a efectuat în condiții foarte grele, datorită fisurilor ce le prezenta intercalația cauzată de stivele lăsate pentru protecția galeriilor de aeraj și de bază ale abatajului în stratul 9, a schimbării dese a minerilor ce le efectuau și a cunoștințelor lor practice necorespunzătoare, ceea ce ducea la neterminarea nișelor în 8 ore.

Folosirea permanentă a unor mineri cu experiență va asigura în viitor efectuarea nișelor la timp și de bună calitate, condiție de bază pentru tăierea fişiei şi în special pentru a micşora timpul de asamblare a combinei, după ce a fost scoborîtă.

În schimbul II de revizie şi montare, lucrau două brigăzi. Prima brigadă a fost a mecanicului de combină pentru scoborîrea şi revizia combinei, formată din trei persoane. Ţinem să remarcăm în deosebi îndemînarea tov. mecanic de combină Petroniak în scoborîrea şi asamblarea combinei reuşind a le efectua în 4—5 ore maximum. Brigada a doua de mutare a transportorului cu raclete şi a conductelor de aer comprimat a fost formată din cinci persoane, care în scurt timp au reuşit în 5—6 ore să execute aceste operaţii cu toate greutăţile avute din cauza grosimii reduse a stratului şi a depărtării mici între stîlpi.

În schimbul III lucra brigada de mutare a stivelor şi răpire a susţinerilor prin tăiere cu securea, formată din şase persoane. Totodată în acest schimb se transporta de către o echipă alcătuită din două persoane lemnul necesar în ziua următoare, pentru susţinere pe întreaga fişie.

Operaţiile pe toate trei schimburile au fost supravegheate de cîte un maistru miner. În special schimbul de tăiere, cel mai dificil dintre toate, a fost încredinţat maistrului miner Glovicica, care s-a dovedit a fi foarte perseverent.

Productivităţile obţinute în abataj în prima şi a doua săptămînă în condiţiile existente şi cu personalul avut a întrecut pe cele realizate prin împuşcare, iar în ultima săptămînă s-a ajuns a se realiza în mediu productivitatea de 3 t/post, care reprezintă o depăşire de 25% faţă de productivităţile realizate cînd se lucrează cu haveza şi 60—85% cînd abatajul se executa prin împuşcare.

Dacă aceste rezultate obţinute la experimentarea combinei „Donbass" în Valea Jiului sînt cele mai bune, pînă în prezent faţă de celelalte procedee de abataj, aceasta se datoreşte concursului dat de corpul tehnic al sectorului şi în special al brigăzilor, care au lucrat în schimbul de tăiere, care au fost pătrunse de un înalt spirit patriotic, dîrz şi ferm în a obţine această victorie modestă, dar promiţătoare pentru viitor.

Folosirea de mineri cu experienţă şi perseverenţă în brigăzile ce lucrau la răpire şi la executarea nişelor, instruirea mai temeinică a întregului personal, în special a mecanicilor de combine şi menţinerea fără schimbări a acestui colectiv va fi în viitor condiţia de bază pentru asigurarea unui lucru normal în abataj şi creşterea simţitoare a productivităţii.

Concluzii şi perspective de viitor

În vederea îmbunătăţirii folosirii raţionale a combinei, pe lîngă cele menţionate mai sus este necesar ca în viitor să se ia următoarele măsuri:

1. Să se asigure un personal permanent bine calificat de revizie şi supraveghere electromecanică în schimburile de tăiere şi scoborîre a combinei, condiţie de bază a asigurării funcţionării în plin a maşinii.

2. Să se experimenteze sistemul de asamblare a lanţului (fig. 9) pe şapte linii cu portcuţite libere sau pe nouă linii, mărindu-se astfel simţitor numărul de cuţite cu înclinarea de 43° şi 23°. Aceasta se va efectua pe bază de măsurări electrice comparabile şi a unei evidenţe zilnice şi precise a consumului de cuţite, condiţie esenţială pentru definitivarea sistemului de tăiere în condiţii optime şi economice a stratului de cărbune.

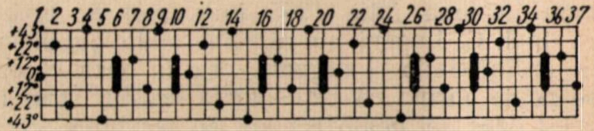


Fig. 9. Schema nr. 2 de asamblarea lanţului braţului inelar cu 7 linii ale combinei „Donbass-1".

3. Pentru a se elimina pe cît posibil zdruncinarea în prealabil a stratului să se introducă braţul inelar pliant cu şarniere confecţionat de URUMP (fig. 10).

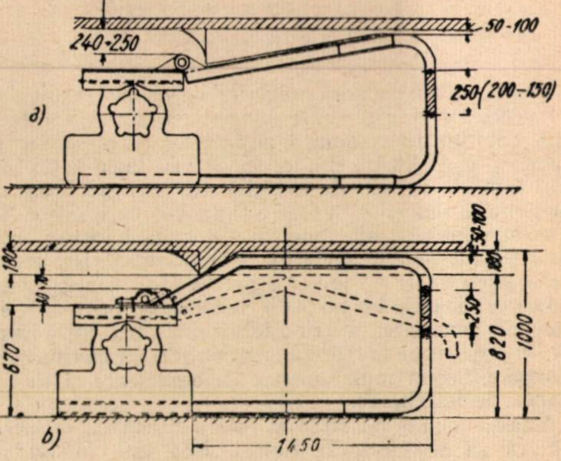


Fig. 10.

a — braţ inelar pliant confecţionat la URUMP; *b* — braţ inelar pliant ce se propune a se experimenta în caz că cel de la URUMP nu va da rezultate mulţumitoare.

4. În vederea rezolvării laturii economice a utilizării combinei trebuie să se acorde o deosebită atenţie introducerii susţinerii metalice.

5. Mărirea lungimii de front de tăiat cu combina pînă la 100 m şi orice alte schimbări de ordin tehnico-organizatoric propuse de colectivul ce lucrează cu combina vor alcătui în viitor condiţia de bază în vederea ridicării simţitoare a productivităţii şi realizării unei producţii lunare între 6—9 000 t cu combina. În acest sens, aplicînd experienţa minerilor sovietici, este necesar să se acorde o deosebită

atenție combinării într-un singur schimb a scoborîrii și revizei combinei, a mutării transportorului cu raclete și a operațiilor de dirijare a presiunii rocilor (răpirea și mutarea stivelor), operații ce trebuie supravegheate de un maistru miner și un maistru electro-mecanic, experimentați și energici. Dat fiind faptul că tăierea va dura două schimburi într-un front cu lungimea de 100 m, în vederea executării unui ciclu în 24 ore, nu există altă soluție decît tăierea întregului front într-un schimb, operație foarte greu de realizat în primele luni.

Experimentările efectuate cu combina Donbass în luna iulie 1955 în stratul 8, blocul IV la I. C. Lupeni au rezolvat multe probleme de ordin tehnic și organizatoric în baza cărora se poate afirma că exploatarea acestui strat în acest bloc se poate efectua cu combina.

Rezultatele modeste obținute, reprezintă începutul utilizării acestor utilaje moderne la noi în țară și cu siguranță că vor contribui la înlăturarea ipotezelor emise pînă în prezent care susțineau imposibilitatea folosirii combinei în stratele din bazinul Văii-Jiului.

Totodată experimentarea combinei „Donbass“ la I. C. Lupeni, care s-a făcut în condiții departe de cele optime pentru care mașina a fost construită, creiază premize serioase în vederea extinderii întrebuințării ei și la alte strate. De felul cum va fi rezolvată practic în mod creator această problemă va depinde modul cum ne vom achita cu cinste de sarcinile trasate de Partid și Guvern în vederea ușurării muncii minerilor, ridicării productivității muncii și creării de acumulări socialiste cît mai mari.

Protecția prin punerea la pămînt la instalațiile electrice din minele de cărbuni

Ing. **Sufrim Mauriciu**
Institutul de Cercetări Științifice pentru Protecția Muncii
al C.C.S.

Progresul din ramura mineritului schimbă exploatarea primitivă într-o exploatare industrială. Aceasta este posibil datorită perfecționării mijloacelor de producție care impun o electrificare din ce în ce mai intensă. Ca și în alte domenii, în minerit electrificarea mărește brusc productivitatea muncii și aduce o economie de energie. Spre deosebire însă de alte domenii, în mină folosirea curentului electric impune condiții de siguranță deosebite, care trebuie respectate cu multă strictețe. Mecanizarea și electrificarea abatajului necesită numeroase instalații electrice de conectare, distribuție și protecție. Introducerea lor în exploatare pe lîngă cercetările și experimentările necesare, impun multă muncă de organizare și mai ales muncă de întreținere.

Astăzi, în țara noastră nu este suficient ca o operație tehnică să se efectueze numai dacă este fondată din punct de vedere tehnic și dacă corespunde scopului economic, ci și dacă nu prezintă pericol pentru sănătatea sau viața personalului de exploatare.

O atenție deosebită trebuie acordată protecției. deoarece atît securitatea muncii, cît și obținerea unor indici tehnico-economici ridicați este legată de realizarea unei exploatări în bune condiții lipsită de defectări și de deranjamente ale echipamentului electric.

Datorită condițiilor din mină, perfecționarea instalațiilor de protecție precum și exploatarea echipamentului electric subteran necesită o atenție mult mai mare decît echipamentul electric de la suprafață.

Aici, în afară de problema protecției împotriva electrocutărilor. care la rîndul ei se pune într-un mod diferit decît cea de la suprafață, apare problema protecției împotriva pericolului de explozie a gazului metan sau a prafului de cărbune.

Problema protecției prin punerea la pămînt la instalațiile electrice din minele de cărbuni, a constituit o temă de studiu a Institutului de cercetări științifice pentru protecția muncii al C.C.S. Colectivul care a lucrat la această temă a avut ca bază literatura sovietică din acest domeniu.

Protecția împotriva electrocutărilor

Condițiile de exploatare a echipamentului electric din mină, umiditatea și conținutul mare de praf al galeriilor, spațiul de lucru foarte limitat, deranjamentele mecanice dese ale echipamentului electric, creiază posibilitatea deselor deteriorări ale izolației. Acest lucru determină necesitatea existenței unui sistem bun de protecție.

Pericolul electrocutării poate fi redus la minimum prin:

a) folosirea în rețea a unei tensiuni joase de lucru nepericuloase;

b) execuția corespunzătoare a instalației electrice ale cărei părți aflate normal sub tensiune să fie inaccesibile pentru un contact întîmplător, prin izolări, îngrădiri, așezări la o înălțime inaccesibilă, blocări etc.;

c) realizarea unei protecții prin care să se prevină urmările periculoase ale deteriorării izolației;

d) utilizarea măsurilor individuale de protecție în timpul exploatării instalațiilor electrice (mănuși izolante, scule izolante, plăci avertizoare etc.);

e) măsuri organizatorice de tehnica securității ce trebuie respectate la efectuarea diferitelor operații.

Folosirea tensiunilor de lucru nepericuloase este foarte limitată. Tendința în momentul de față este de a se mări tensiunea de lucru a rețelei în raport cu extinderea electrificării minei și cu creșterea puterii motoarelor electrice. Datorită acestui fapt măsurile pentru prevenirea urmărilor periculoase ale deteriorării izolației devin și mai actuale.

La rețelele cu neutrul izolat care se folosesc pe scară largă în mină, atingerea directă a părților conducătoare de curent aflate normal sub tensiune sau a carcaselor care se găsesc sub tensiune. prezintă pericol numai în urma deteriorării izolației sau în cazul cînd rezistența de izolație a rețelei este scăzută, deoarece curentul ce se stabilește depășește valoarea limită nepericuloasă I = 10 mA.

Menționăm că intensitatea curentului ce se stabilește prin corpul celui ce atinge părțile sub tensiune la rețelele cu neutrul izolat depinde de tensiunea rețelei, de rezistența corpului omenesc și în special de rezistența de izolație a rețelei. La o rezistență a izolației suficient de mare nu poate lua naștere un curent periculos în orice cazuri de atingere. In practică însă, menținerea unei rezistențe de izolație foarte ridicată a rețelei față de pămînt este greu de realizat, ceea ce impune existența și a altei protecții.

Protecția contra pericolelor ce apar în urma deteriorării izolației poate fi obținută în acest caz cu ajutorul unei măsuri sigure și ușor de realizat cum este punerea la pămînt de protecție. Executarea corectă, supravegherea atentă și efectuarea măsurărilor la timp a punerii la pămînt fac ca aceasta să ofere o protecție bună împotriva pericolului de electrocutare, deoarece curenții de punere la pămînt pot fi dirijați pe căi impuse, obținîndu-se astfel tensiuni de contact nepericuloase.

Fondul acestei protecții constă în prevenirea apariției tensiunilor periculoase între carcasa metalică a utilajului electric și sol, în cazul deteriorării izolației.

La o rețea rezistența de scurgere la pămînt, după cum reiese din fig. 1. este dată de relația :

$$r_{sc} = r_{iz} + \frac{r_p R_o}{r_p + R_o}, \tag{1}$$

unde :

r_{iz} este rezistența izolației deteriorate ;
r_p — rezistența punerii la pămînt ;
R_o — rezistența omului.

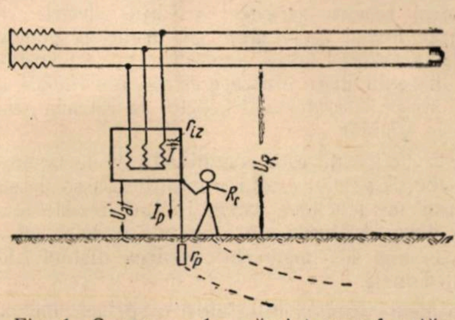


Fig. 1. Scurgere la pămînt monofazată.

Dacă considerăm U_R tensiunea fazei față de pămînt, curentul I de scurgere va fi :

$$I = \frac{U_R}{r_{sc}} = \frac{U_R}{r_{iz} + \frac{r_p R_o}{r_p + R_o}}, \tag{2}$$

iar tensiunea de atingere va fi :

$$U_{at} = I \frac{r_p R_o}{r_p + R_o}, \tag{3}$$

r_p fiind neglijabil față de R_o care ia valori peste 1 000 Ω expresia (2) devine :

$$I = \frac{U_R}{r_{iz} + r_p}, \tag{2'}$$

iar expresia (3) ia forma :

$$U_{at} = I r_p = \frac{U_r\, r_p}{r_{iz} + r_p}, \tag{3'}$$

Dacă $r_{iz} = 0$, atunci $r_{sc} = r_p$,

$$I = \frac{U_R}{r_p} \text{ și } U_{at} = I r_p.$$

Deci tensiunea de atingere depinde direct de curentul de punere la pămînt și de rezistența punerii la pămînt. In cazul rețelei cu nulul izolat, datorită rezistenței de izolație a rețelei față de pămînt, curentul de punere la pămînt are valori mici. Datorită acestui fapt eficacitatea punerii la pămînt de protecție este mai mare la rețelele cu neutrul izolat. decît la rețelele cu neutrul pus la pămînt unde curenții de punere la pămînt au valori mari.

Din cele de mai sus reiese că folosirea în mină a rețelelor cu nulul izolat prezintă importante avantaje cu condiția păstrării unei valori ridicate a rezistenței de izolație față de pămînt.

In cazul scurgerilor bifazate, curentul de scurgere I'', după cum reiese din fig. 2, este dat de relația :

$$I'' = \frac{\sqrt{3}\, U}{r_1 + r_2 + \frac{r_p (r_{p_1} + r_{p_2})}{r_p + r_{p_1} + r_{p_2}}} \tag{4}$$

unde :

U este tensiunea rețelei ;
r_1 — rezistența izolației deteriorate a fazei *1*;
r_2 — rezistența izolației deteriorate a fazei *2*;
r_p — rezistența legăturii între carcasele utilajelor defecte ;
r_{p_1} — rezistența de punere la pămînt a utilajului *1* ;
r_{p_2} — rezistența de punere la pămînt a utilajului *2* ;

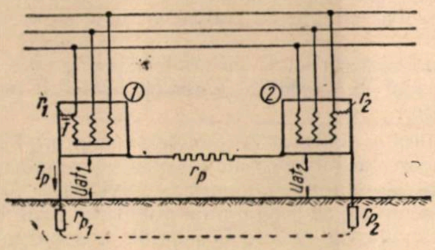


Fig. 2. Scurgere la pămînt bifazată.

Tensiunea de atingere la carcasa utilajului *1* este $U_{at_1} = I_p\, r_{p_1}$, unde I_p este intensitatea curentului ce trece prin r_{p_1},

$$I_p = I'' \frac{r_p}{r_p + r_{p_1} + r_{p_2}} \tag{5}$$

iar

$$U_{at_1} = I'' \frac{r_p\, r_{p_1}}{r_p + r_{p_1} + r_{p_2}} \tag{6}$$

sau $$U_{at_1} = \frac{\sqrt{3}\, U\, r_p\, r_{p_1}}{(r_1 + r_2)\,(r_p + r_{p_1} + r_{p_2}) + r_p\,(r_{p_1} + r_{p_2})} \tag{7}$$

Din expresiile de mai sus reiese că cu cît r_p (rezistența dintre carcasele utilajelor defecte) este mai mică, intensitatea curentului I_p ce trece prin punerile la pămînt (r_{p_1} și r_{p_2}) este mai mică și deci tensiunile de contact vor fi mai mici. In concluzie, trebuie să se acorde o atenție deosebită legăturilor dintre carcase care se realizează practic prin armătura cablurilor.

Dacă r_p are valoare mare, eficacitatea protecției punerii la pămînt scade, deoarece tensiunile de atingere U_{at_1} și U_{at_2} pot atinge valori foarte mari.

Dacă $r_p = \infty$, $r_1 = 0$ și $r_2 = 0$,

$$U_{at_1} + U_{at_2} = \sqrt{3}\, U. \tag{8}$$

In acest caz U_{at_1} și U_{at_2} depind numai de valorile r_{p_1} și r_{p_2}.

Din expresia (8) reiese că tensiunile de atingere U_{at_1} și U_{at_2} pot lua valori între O și $\sqrt{3}\,U$.

Pentru protecția împotriva scurgerilor la pămînt bifazate este necesar să se ia următoarele măsuri :

a) îndepărtarea cît mai rapidă a scurgerilor monofazate, care constituie o măsură radicală ;

b) efectuarea unui control periodic al prizelor de pămînt ;

c) efectuarea unui control al rețelei de punere la pămînt.

In cazul existenței unei puneri la pămînt de protecție a învelișului metalic al echipamentului electric, eventualii curenți de scurgere se vor închide prin rețeaua de punere la pămînt, evitîndu-se în modul acesta arcurile electrice între înveliș și sol, care ar putea produce o explozie.

Astfel, realizarea unei bune protecții prin punerea la pămînt împotriva electrocutărilor va asigura și o protecție împotriva exploziilor datorită arcurilor electrice.

In minele de cărbuni s-a adoptat sistemul rețelelor electrice cu nulul izolat pentru motivele arătate mai sus.

Tensiunea de lucru a rețelei de forță este în majoritatea cazurilor de 380 V, valoare care depășește mult valorile tensiunilor considerate nepericuloase. In plus, există în momentul de față tendința de a mări tensiunea de lucru a rețelei la 660 V.

Datorită acestui fapt măsurile pentru prevenirea posibilităților de electrocutare devin și mai actuale.

Actualmente, pentru protecția împotriva electrocutării provocate prin deteriorarea izolației, se folosește punerea la pămînt de protecție și păstrarea unei valori ridicate a rezistenței de izolație a rețelei. A fost adoptat acest sistem de protecție deoarece s-a dovedit a fi cel mai economic, mai simplu de realizat și mai sigur în exploatare.

In urma cercetărilor și măsurătorilor făcute s-a constatat că modul de executare a acestei protecții nu este corespunzător.

Actualmente sistemul de punere la pămînt folosit constă în legarea echipamentului electric la rețeaua generală de punere la pămînt și la prize individuale. Astfel, carcasa unui utilaj se leagă prin armătura cablului la rețeaua generală de punere la pămînt și separat se leagă printr-un conductor la o priză individuală. La utilajele care sînt alimentate prin cablu cu manta de cauciuc foarte flexibil, legătura la rețeaua generală de punere la pămînt se realizează printr-un conductor prevăzut special în acest scop.

Legătura electrică la carcasa utilajului, cît și la priza de pămînt se execută prin buloane.

In general prizele de pămînt sînt confecționate din șină de cale ferată. Șina are o lungime care variază între 400 mm și 800 mm, însă marea lor majoritate au lungimea de 400—500 mm și este îngropată în piatră sau cărbune, în poziție verticală pe o lungime care variază între 200 mm și 500 mm (în marea lor majoritate prizele sînt îngropate pe o lungime de 250—400 mm).

In galeriile cu canale de scurgere majoritatea prizelor nu sînt îngropate în canalul de scurgere, nefolosindu-se astfel avantajul pe care acestea le prezintă datorită mediului foarte umed, ci se îngroapă în partea cealaltă a galeriei, unde nu este canalul de scurgere, direct în rocă.

In urma măsurărilor efectuate reiese că rezistențele acestor prize au o valoare foarte mare. Mai jos se dau cîteva exemple concludente :

1. Priză din șină de 500 mm îngropată vertical 300 mm în piatră și 100 mm în pămînt cu multă umezeală, are $R = 49{,}5\ \Omega$;
2. Priza din șină de 500 mm îngropată vertical 300 mm în piatră și 100 mm în pămînt cu multă umezeală (în canalul de scurgere), are $R = 68{,}8\ \Omega$;
3. Priza din șină de 500 mm îngropată vertical 350 mm în piatră, are $R = 150{,}5\ \Omega$;
4. Priza din șină de 500 mm îngropată vertical 300 mm în piatră, are $R = 242{,}5\ \Omega$;
5. Priza din șină de 500 mm îngropată vertical 400 mm în cărbune, cu vîrful atingînd o infiltrație de apă, are $R = 125{,}5\ \Omega$;
6. Priza din șină de 500 mm îngropată vertical în cărbune, are $R = 491\ \Omega$;
7. Priza din șină de 500 mm lungime îngropată vertical 400 mm în cărbune foarte tare are $R = 1\,712\ \Omega$;

S-a constatat, după cum reiese și din exemplele de mai sus, că nici în condiții favorabile (umezeală) folosind șine așezate vertical nu se poate realiza practic o rezistență la scurgerea curentului mai mică de 50 Ω, ceea ce pentru o priză individuală constituie o valoare necorespunzătoare. In general valorile acestor rezistențe sînt de ordinul a sute de ohmi, ajungînd în unele cazuri la valori de 1 700 Ω. Cu astfel de prize nu se poate asigura o protecție împotriva pericolului de electrocutare. Nici punctele importante ale rețelei electrice, cum ar fi posturile de transformare și stațiile de întrerupătoare nu au asigurată o protecție bună, ele fiind legate tot la asemenea prize.

Deoarece în condițiile din mină există întotdeauna posibilitatea ca rețeaua generală de punere la pămînt să se întrerupă, este necesar să se limiteze valoarea rezistenței prizelor individuale la astfel de valori încît și un număr mai restrîns de prize individuale să dea o rezistență echivalentă care să asigure protecția.

La limitarea rezistenței unei prize individuale va trebui să se țină seama de condițiile obiective din mină pentru posibilitatea realizării unei prize cu o rezistență minimă.

S-a constatat că distanța între două prize individuale este mai mare de 100 m. Lungimea legăturii între prize prin armătura cablului atinge în numeroase cazuri valori între 500 — 1 000 m și chiar mai mult. Acest fapt determină o rezistență mare a legăturii între prize. Deoarece în unele cazuri rezistența prizei individuale este foarte mare, deci practic ineficace, utilajul electric respectiv este legat numai la rețeaua generală de punere la pămînt. In acest caz totuși protecția nu este realizată deoarece distanța mare dintre prizele individuale dă o rezistență mare a legăturii utilajului la rețeaua generală de punere la pămînt.

Această deficiență este accentuată și de faptul că între două prize de pămînt există posibilitatea să fie mai multe manșoane de joncțiune care includ rezistențe electrice în plus dacă legăturile sînt executate defectuos .

Cele de mai sus impun micșorarea distanței între prizele individuale.

Actualmente legarea utilajelor la prizele individuale se execută defectuos. In general defectul apare la prinderea conductorului de punere la pămînt la carcasa utilajului și la priza de pămînt, prindere care se face prin înșurubare. Strîngerea bulonului nu este suficientă, astfel încît rezistența electrică de contact este mare, iar în numeroase cazuri conductorul este desprins complet din bulon. Aceste defecțiuni se datoresc următoarelor cauze:

a) trepidația utilajului ;

b) executarea neglijentă a legăturilor.

In mine se dă o importanță deosebită „prizelor principale“ din rețeaua generală de punere la pămînt. Aceste prize se găsesc la casa pompelor și a mașinii de extracție. Tendința este ca aceste prize să prezinte o rezistență de scurgere de 2 Ω .

In marea lor majoritate aceste prize sînt constituite din plăci metalice introduse în bazine cu apă. In foarte multe cazuri însă aceste prize se execută dintr-o singură placă neputîndu-se realiza în modul acesta o priză care să prezinte o rezistență mică. O priză executată dintr-o singură placă introdusă într-un bazin cu apă prezintă o rezistență de trecere în jurul valorii de 6 Ω.

Tipurile de prize de pămînt propuse pentru condițiile din mină

După cum s-a arătat mai sus, protecția împotriva electrocutărilor și a exploziilor este legată în cea mai mare măsură de realizarea unor bune prize de pămînt.

In condițiile din mină locurile de instalare a prizelor se împart în trei categorii: a) galeriile cu canale de scurgere, b) cărbune, c) piatră.

In cercetările efectuate pentru realizarea unor prize în condiții optime s-a plecat de la prizele orizontale (priza de suprafață), care sînt recomandate în literatura de specialitate pentru soluri cu rezistivitate mare. Aceste prize au avantajul că permit ca o suprafață mare a prizei să vină în contact cu un mediu cu rezistivitate mică.

Prizele orizontale constau în îngroparea în sol la o adîncime de 300—600 mm, în poziție orizontală, a unor conductori metalici ca: platbande, bare, conductori masivi rotunzi, țevi etc. Important la aceste prize fiind doar lungimea acestor conductori îngropați și solul din imediata apropiere a lor. Cu cît lungimea prizei este mai mare, cu atît rezistența de trecere a curentului este mai mică.

Rezistența prizei orizontale din platbande sau bare depinde de lungimea l a conductorului îngropat, de rezistivitatea solului, de lățimea conductorului și de adîncimea de îngropare. Relația care leagă aceste mărimi este următoarea:

$$R = \frac{\rho}{2\,\pi\,l} \ln \frac{2\,l^2}{b\,h} \qquad (1)$$

sau

$$R = 0{,}366\,\frac{\rho}{l} \log \frac{2\,l^2}{b\,h} \qquad (1')$$

unde:

R este rezistența prizei, ohmi;
ρ — rezistivitatea solului, Ω cm;
l — lungimea conductorului, cm;
b — lățimea platbandei sau barei, cm;
h — adîncimea de îngropare, cm.

Pentru conductori masivi rotunzi sau țevi relația devine:

$$R = \frac{\rho}{2\,\pi\,l} \ln \frac{2{,}6\,l^2}{d\,h} \qquad (2)$$

sau

$$R = 0{,}366\,\frac{\rho}{l} \log \frac{2\,6\,l^2}{d\,h} \qquad (2')$$

unde d este diametrul conductorului, cm.

Dacă considerăm ca exemplu:

$\rho = 3\,600$ Ω cm, $b = 4{,}5$ cm și $h = 35$ cm,

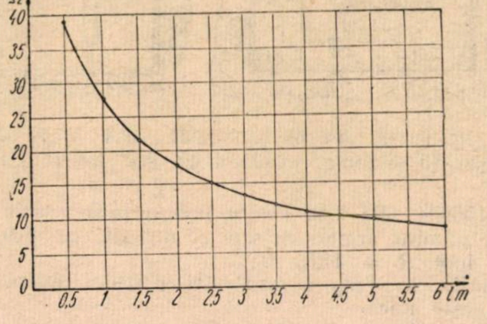


Fig. 3. Reprezentarea grafică a rezistenței prizei orizontale din platbande sau bare pentru diverse valori ale lui l (lungimea platbandei sau a barei).

reprezentarea grafică a relației (1) pentru diferite valori a lui l capătă forma din fig. 3:

Din reprezentarea grafică din fig. 3 care are rezistența în ordonată și lungimea în abcisă, reiese că pînă la $l = 3$ m, rezistența scade repede în funcție de lungime. Pentru $l > 3$ m rezistența scade încet.

Din punct de vedere constructiv prizele orizontale au următoarele avantaje:

a) necesită un volum mic de lucru, deoarece adîncimea de îngropare este mică și îmbunătățirea solului din imediata apropiere a prizei se poate face cu ușurință;

b) se poate folosi pentru executarea prizei o varietate mare de materiale.

Executarea prizelor de pămînt în canalele de scurgere ale galeriilor

In galerii un mare avantaj pentru executarea prizelor de pămînt îl constituie existența canalelor de scurgere care prezintă un mediu foarte umed, deci cu conductibilitate electrică mare. Trebuie menționat faptul că apa din canalele de scurgere conține multe săruri care măresc conductibilitatea electrică a acestui mediu.

S-au efectuat în condițiile din mină o serie de cercetări pentru găsirea unei soluții optime pentru prize orizontale în canalele de scurgere.

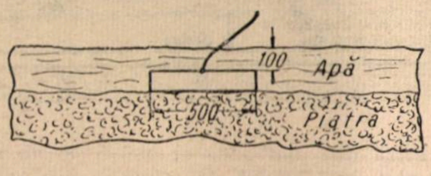
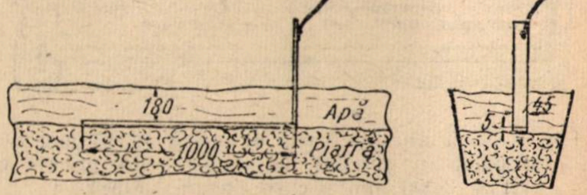


Fig. 4. Priză din șină de cale ferată așezată orizontal în canalul de scurgere.

Dăm mai jos cîteva rezultate obținute în urma măsurării prizelor orizontale executate în canale de scurgere (toate dimensiunile din desene sînt în mm):

— Priză din șină de cale ferată așezată orizontal în canalul de scurgere (fig. 4) cu $R = 36{,}5$ Ω;



Fg. 5. Priză din platbandă de oțel 5 × 5 mm așezată orizontal în canalul de scurgere.

— Priză din platbandă de oțel 5 x 45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere (fig. 5) cu $R = 18{,}35$ Ω;

— Priză din platbandă de oțel 5×45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere (fig. 6), cu înălțimea

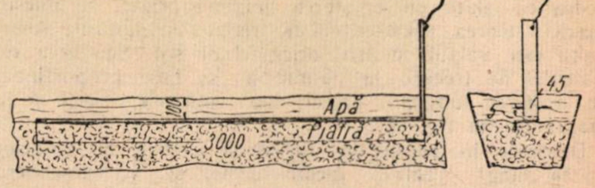


Fig. 6. Priză din platbandă de oțel 5 × 45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere și înălțimea apei din canal de 100 mm.

apei din canal de 100 mm $R = 16,4$ Ω; idem cu înălțimea apei de 150 mm. $R = 13$ Ω și cu înălțimea apei de 220 mm, $R = 8,15$ Ω ;

— Priză din platbandă de oțel 5×45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere (fig. 7), cu $R = 19,4$ Ω;

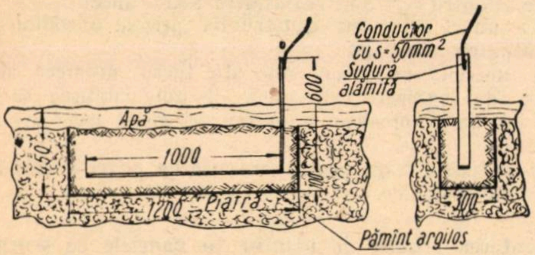

Conductor cu s=50mm²
Sudură alămită
600
Apă
450
1000
100
1200
Piatră
300
Pămînt argilos

Fig. 7. Priză din platbandă de oțel 5 × 45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere din galerie cu 1 = 1 000 mm.

— Priză din platbandă de oțel 5×45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere din galerie (fig. 8), cu $R = 9,6$ Ω ;

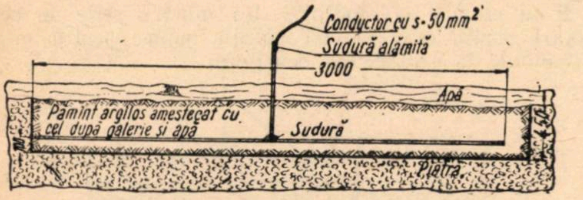

Conductor cu s·50 mm²
Sudură alămită
3000
Apă
Pămînt argilos amestecat cu cel după galerie și apă
Sudură
150
Piatră

Fig. 8. Priză din platbandă de oțel 5 × 45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere din galerie cu 1 = 3 000 mm și cu sudură dublă.

— Priză din platbandă de oțel 5×45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere din galerie (fig. 9) cu $R = 13,4$ Ω ;

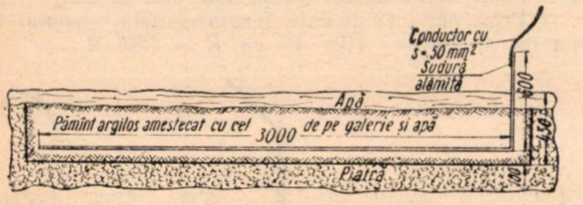

Conductor cu s=50 mm²
Sudură alămită
400
Apă
Pămînt argilos amestecat cu cel de pe galerie și apă
3000
150
Piatră

Fig. 9. Priză din platbandă de oțel 5 × 45 mm așezată orizontal în canalul de scurgere din galerie cu 1 = 3 000 mm și cu o singură sudură.

Prizele executate în canalul de scurgere de pe galerii își păstrează valoarea lor în timp. Astfel valoarea rezistenței de punere la pămînt a acestor prize după 45 zile a fost:

— pentru priza din fig. 7 : $R = 19,75$ Ω ;
— pentru priza din fig. 8 : $R = 10,25$ Ω ;
— pentru priza din fig. 9 : $R = 12,75$ Ω.

Din valorile prizelor de pămînt date mai sus se poate vedea că odată cu creșterea lungimii prizei, se micșorează valoarea rezistenței de trecere la pămînt. Acest lucru este valabil pentru orice fel de sol. Scăderea rezistenței de trecere la pămînt nu se face proporțional cu creșterea lungimii prizei, după cum s-a arătat și în diagrama din fig. 3.

Deoarece în condițiile din mină executarea prizelor foarte lungi prezintă inconveniente, se va considera ca lungime optimă pentru priza orizontală $l = 3$ m. Aceasta deoarece pentru $l > 3$ m rezistența prizei scade încet (vezi diagrama din fig. 3). Ca lungime minimă pentru executarea unei prize individuale se va considera $l = 1$ m. Aceasta deoarece pentru $l < 1$ m rezistența prizei crește foarte repede.

Ținînd seama de aceste considerații și după cum reiese din cele de mai sus experimentările s-au efectuat cu prize cu $l = 1—3$ m.

Prizele experimentale au dat pentru $l = 3$ m, valori pentru rezistența de punere la pămînt $R < 15$ Ω, iar pentru $l = 1$ m, R ia valori în jurul a 20 Ω (cele mai multe sub 20 Ω).

Executarea prizelor de pămînt în piatră

Executînd diferite tipuri de prize orizontale în piatră s-au obținut următoarele rezultate:

— Priză din șină de cale ferată așezată orizontal în piatră umezită (fig. 10) cu $R = 50,5$ Ω.

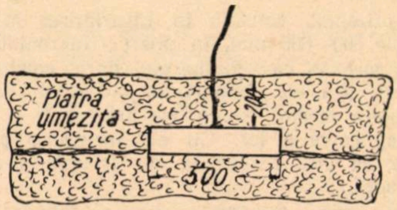

Piatra umezită
500

Fig. 10. Priză din șină de cale ferată așezată orizontal în piatră umezită.

Priză din platbandă de oțel 5×45 mm așezată orizontal în piatră cu sol îmbunătățit (fig. 11). S-a executat o groapă în vatra de piatră cu dimensiunile

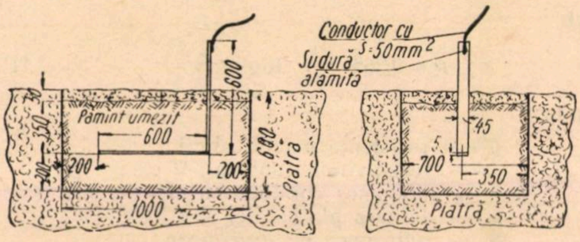

Conductor cu s=50mm²
Sudură alămită
600
Pămînt umezit
350
600
200
200
200
600
Piatră
1000
45
700
350
Piatră

Fig. 11. Priză din platbandă de oțel 5 × 45 mm așezată orizontal în piatră cu sol îmbunătățit.

1000×600×700 mm. Pentru îmbunătățirea solului s-a folosit pămînt argilos amestecat cu sare și umezit, rezistența prizei a fost $R = 16,35$ Ω.

— Priză din platbandă de oțel 5×45 mm așezată orizontal în piatră cu sol îmbunătățit (fig. 12). S-a executat o groapă în vatră de piatră cu dimensiunea

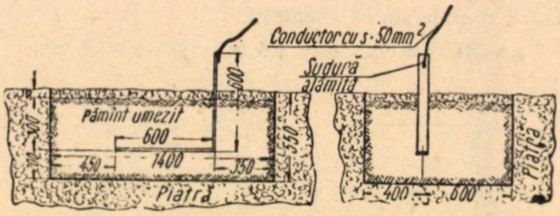

Conductor cu s·50mm²
Sudură alămită
600
Pămînt umezit
300
600
1400
450
350
550
Piatră
400
600
Piatră

Fig. 12. Priză din platbandă de oțel 5 × 45 mm așezată orizontal în piatră cu sol îmbunătățit.

1 400×550×1 000 mm. Pentru îmbunătățirea solului s-a folosit pămînt argilos cu sare și umezit, rezistența prizei a fost $R = 11,65$ Ω ;

Variația în timp a rezistenței prizelor executate în piatră este mică.

Astfel valoarea rezistenței de punere la pămînt a prizei din fig. 12 după 45 zile a fost: $R = 12,9$ Ω.

Acest lucru ne indică că conductibilitatea solului din jurul prizei se menține timp îndelungat.

Din exemplele date mai sus reiese că rezistenţa prizei de pămînt scade pe măsură ce dimensiunile gropii cu sol îmbunătăţit în care se instalează priza cresc.

Pentru a uşura executarea prizelor în piatră cu sol îmbunătăţit s-a limitat lungimea prizei la $l_{min}=600$ mm

Executarea prizelor de pămînt în cărbune

Executînd diferite tipuri de prize orizontale în cărbune s-au obţinut următoarele rezultate:

— Priză din platbandă din oţel 5×45 mm aşezată orizontal în cărbune cu sol îmbunătăţit (fig. 13). S-a executat o groapă în vatră de cărbune cu dimensiunile 1 000×600×800 mm. Pentru îmbunătăţirea prizei solului s-a folosit pămînt argilos amestecat cu sare şi umezit. Rezistenţa prizei a fost R = 10,8 Ω;

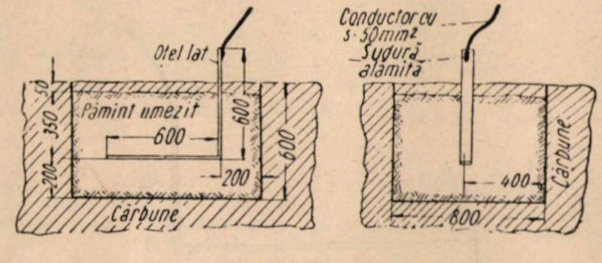

Oţel lat
Conductor cu s·50mm²
Sudură alămită
50
350
200
Pămînt umezit
600
600
600
200
Cărbune
400
Cărbune
800

Fig. 13. Priză din platbandă de oţel 5 × 45 mm aşezată orizontal în cărbune cu sol îmbunătăţit.

Priză din platbandă de oţel 5×45 mm aşezată orizontal în cărbune cu sol îmbunătăţit (fig. 14). S-a executat o groapă în vatra de cărbune cu dimensiunile 900×600×500 mm. Pentru îmbunătăţirea solului s-a folosit pămînt argilos amestecat cu sare şi umezit. Rezistenţa prizei a fost R = 26,2 Ω.

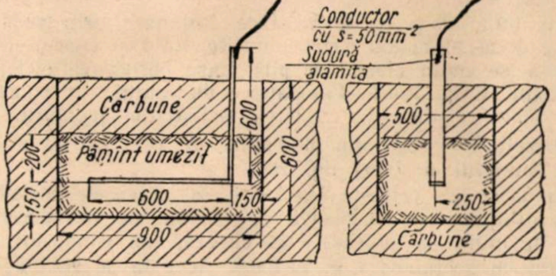

Conductor cu s=50mm²
Sudură alămită
Cărbune
600
Pămînt umezit
600
200
150
600
150
900
500
250
Cărbune

Fig. 14. Priză din platbandă de oţel 5 × 45 mm aşezată orizontal în cărbune cu sol îmbunătăţit.

Această valoare a rezistenţei se datoreşte volumului redus al solului îmbunătăţit.

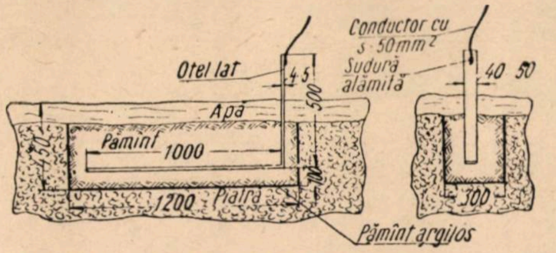

Oţel lat
4·5
500
Conductor cu s·50mm²
Sudură alămită
40 50
Apă
Pămînt
1000
450
100
1200
Piatră
300
Pămînt argilos

Fig. 15. Schiţă cu dimensiunile minime pentru prizele din galeriile cu canale de scurgere în cazul folosirii platbandelor de oţel.

Variaţia în timp a rezistenţei prizelor executate în cărbunne este mică. Astfel după 45 zile valorile rezistenţelor prizelor au fost următoarele:

— priza din fig. 13: R = 15,5 Ω.

— priza din fig. 14: R' = 32 Ω.

Concluzii

In urma cercetărilor şi experimentărilor făcute se pot trage următoarele concluzii:

1. Prizele individuale existente în momentul de faţă, executate din şină de cale ferată şi aşezate vertical, nu corespund deoarece prezintă o rezistenţă de punere la pămînt mare.

2. Prizele principale prezintă de asemenea o rezistenţă mare.

3. Pentru a se realiza o priză individuală bună trebuie să se execute prize orizontale.

Priza orizontală va prezenta o rezistenţă de punere la pămînt cu atît mai mică cu cît lungimea prizei este mai mare, şi cu cît volumul solului cu conductiblitate bună din jurul prizei este mai mare.

Condiţiile din mină impun următoarele dimensiuni la executarea prizelor orizontale individuale:

1. a) Dimensiuni optime pentru prizele din galeriile cu canale de scurgere conform fig. 9.

b) Dimensiuni minime pentru prizele din galeriile cu canale de scurgere conform fig. 15.

Dacă se folosesc şine de cale ferată se vor adopta dimensiuni minime conform fig. 16.

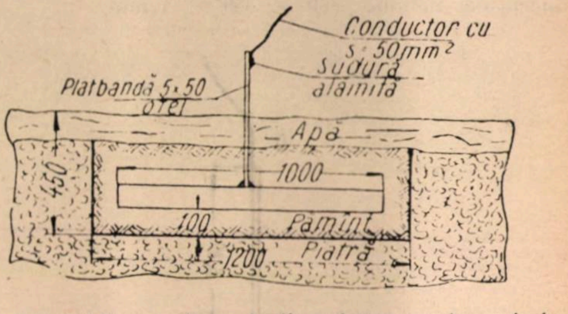

Conductor cu s·50mm²
Sudură alămită
Platbandă 5·50 oţel
Apă
450
1000
100
Pămînt
1200
Piatră

Fig. 16. Schiţa cu dimensiunile minime pentru prizele din galeriile cu canale de scurgere în cazul folosirii şinelor de cale ferată.

2. a) Dimensiuni optime pentru prizele executate în piatră şi cărbune conform fig. 17.

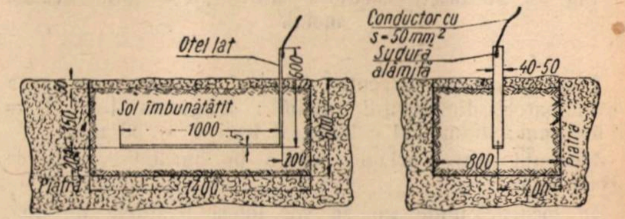

Oţel lat
Conductor cu s-50mm²
Sudură alămită
40-50
500
50
350
200
Sol îmbunătăţit
1000
200
500
Piatră
1400
800
Piatră
400

Fig. 17. Schiţa cu dimensiunile optime pentru prizele executate în piatră şi cărbune în cazul folosirii platbandelor de oţel.

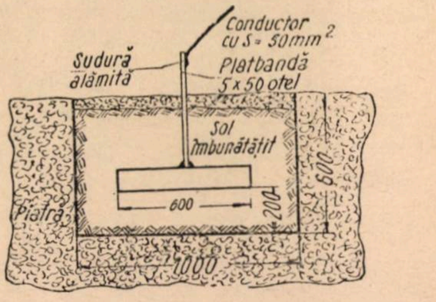

Conductor cu s = 50mm²
Sudură alămită
Platbandă 5x50 oţel
Sol îmbunătăţit
600
200
600
Piatră
1000

Fig. 18. Schiţa cu dimens'unile minime pentru prizele executate în piatră în cazul folosirii şinelor de cale ferată.

b) Dimensiuni minime pentru prizele executate în piatră conform fig. 11, însă cu lățimea gropii de 800 mm.

Dacă se folosesc șine de cale ferată se vor adopta dimensiuni minime conform fig. 18.

Executarea prizelor principale. Prin prize principale se înțeleg prizele executate în punctele importante ale rețelei, cum sînt: casele pompelor, casele mașinilor de extracție, posturile de transformare și stațiile de întreruptoare care deservesc un număr mare de motoare.

O priză executată numai dintr-un singur electrod nu poate constitui o priză principală. Aceasta trebuie să fie constituită dintr-o grupă de prize în paralel executate în medii foarte umede sau sol îmbunătățit. Numărul minim al prizelor legate în paralel este de trei.

Dacă prizele se execută în bazine de apă acestea vor fi confecționate din plăci metalice sau țevi galvanizate. Bazinele trebuie să aibă dimensiuni corespunzătoare astfel încît volumul ocupat de apă care constituie mediul cu rezistivitate mică să fie suficient de mare. Bazinul trebuie să aibă un diametru minim d = 1 000 mm.

Propunem ca plăcile metalice să aibă următoarele dimensiuni minime: 750 × 750 × 3 mm.

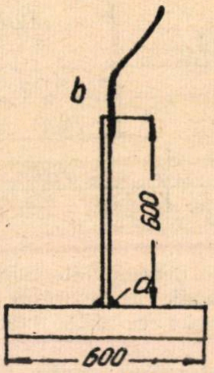


Fig. 19. Sudura executată între piese din același metal.

Dacă priza se execută din țevi, acestea vor avea următoarele dimensiuni minime: lungimea țevii l = 1 500 mm; diametrul exterior al țevii d = 33 mm.

Distanța între prizele legate în paralel va fi de 3 000 mm.

In locurile unde nu se vor folosi bazinele de apă, prizele principale se vor executa prin legarea în paralel a prizelor individuale orizontale, după indicațiile date mai sus pentru aceste prize.

Prizele principale se vor executa din oțel galvanizat.

Executarea legăturilor la prizele de pămînt și la carcasele metalice ale utilajelor. Practica a arătat că legăturile la prizele de pămînt și la carcasele metalice ale utilajelor trebuie să se execute prin sudură sau cositorire. Aceste operații însă nu se pot efectua în mină, ceea ce impune executarea lor la suprafață.

Sudurile care vor fi acoperite, vor fi făcute între piese din același metal. De exemplu, pentru executarea prizelor din șină de cale ferată, după cum s-a arătat în fig. 19, sudura din punctul a se face între piese din același metal. Sudurile care nu sînt acoperite și care sînt făcute între piese din metale diferite (oțel cu cupru) vor fi alămite. De exemplu sudura din punctul b, fig. 20.

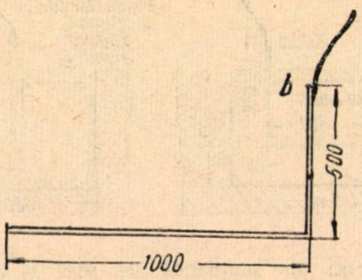


Fig. 20. Sudură executată între piese din metale diferite.

In punctul a nu se va face îmbinare prin sudură între două piese din metale diferite (oțel și cupru) pentru a se evita efectul de pilă, care corodează metalul într-un timp scurt. Corodarea metalului în punctul de îmbinare duce la creșterea rezistenței legăturii.

Prizele executate din platbandă de oțel evită sudura din punctul a (vezi fig. 20).

In ceea ce privește legăturile la carcasele metalice ale utilajelor se recomandă ca înainte de introducerea lor în mină să se sudeze la carcasă un conductor de cupru cu secțiunea s = 50 mm^2. Aceasta se va îmbina cu conductorul de la priza de pămînt. Legătura dintre cei doi conductori se va face prin presare.

Rezultatele de mai sus au fost obținute datorită muncii colectivului de electrosecuritate al Institutului de cercetări științifice pentru protecția muncii al C.C.S., și al sprijinului dat de organele sindicale, tehnicienii și muncitorii de la mina Lupeni.

Influența salarizării în acord simplu și progresiv asupra costului unitar al lucrărilor de săpare a galeriilor

Margareta Bărboi, Nicolae Călin, Mihai Cociu
Studenți anul III la Institutul de Mine din București

Una din căile cele mai importante pentru dezvoltarea economiei naționale și ridicarea nivelului de trai material și cultural al oamenilor muncii, o constituie reducerea prețului de cost.

In etapa actuală a construirii socialismului în țara noastră, reducerea prețului de cost este o sarcină principală și acțiunea în acest sens trebuie în mod sistematic intensificată.

In cele ce urmează, vom examina influența pe care o are sistemul de salarizare aplicat la săparea galeriilor de mină asupra prețului de cost de săpare.

1. Considerații asupra costurilor de săpare a unei galerii de mină

Totalitatea costurilor de săpare a unei galerii de mină se obține prin urmărirea consumurilor de materii prime și materiale, combustibil, energie, salarii, contribuții sociale, amortizări etc., pe o perioadă de timp dată și exprimarea acestora în unități valorice.

Pentru a putea studia influența pe care o au diferiții factori asupra volumului total de costuri și asupra prețului de cost, este necesară o grupare a costurilor și o analiză a variației costurilor în funcție de realizările obținute.

Gruparea costurilor se face: a) pe elemente de costuri; b) pe operațiunile procesului simplu de săpare.

Analiza costurilor se face împărțindu-le în: a) costuri convențional fixe; b) costuri convențional proporționale; c) costuri convențional variabile.

In componența costurilor intervin cu o pondere mare salariile.

Pentru lucrările miniere de bază se aplică salarizarea în acord progresiv.

Deosebirea esențială a salarizării în acord progresiv, față de salarizarea în acord simplu, constă în aceea că tariful pe unitatea de produs nu rămîne constant ci crește pe măsura depășirii normei de producție.

Coeficienții de majorare a tarifului K pentru salarizarea în acord progresiv la minele de minereuri, fixați prin Hotărîrea Consiliului de Miniștri nr. 255/1951 sînt următorii:

— Pentru depășirea normei de pînă la 10%: $K_1=1,5$
— Pentru depășirea normei între 10—20%: $K_2=2$
— Pentru depășirea normei de peste 20%: $K_3=3$

Coeficienții de majorare se aplică de la primul procent de depășire a normei lunare de producție.

Pentru a putea analiza influența pe care o are salarizarea în acord direct și acord progresiv asupra lucrărilor miniere, am analizat un deviz pentru săparea unei galerii de cercetare cu profil de 3,87 m^2 în rocă dură cu o lungime de 1 200 m, pe baza normelor de deviz elaborate de Comitetul Geologic. Condițiile de săpare a galeriei sînt: perforarea mecanică, utilizîndu-se perforatoare de greutate mijlocie susținute manual, cu sfredele obișnuite de oțel. Lungimea medie a găurilor de mină este de 0,85 m, numărul de găuri — 10. Incărcarea materialului excavat în vagonete se face manual; vagonetele se transportă pe orizontală pe o distanță medie de 600 m, iar pe verticală pe o înălțime de 50 m. Susținerea se face în lemn cu cadre în cîmpuri, așezate la distanțe de 1 m.

Datele devizului au fost grupate pe elemente de costuri și pe operațiuni conform tabelei 1.

Datele tabelei ne arată ponderea cu care intervine fiecare dintre elementele analizate în componența totalului costurilor.

In ordine descrescîndă procentele cu care costurile intervin în săparea galeriei sînt următoarele:

a) *Grupate pe elemente de costuri*	*Procente față de total*
Salarii și cotizații sociale	30,92%
Cheltuieli generale	24,00%
Indemnizații de structură	22.50%
Materiale și transportul materialelor la locul de muncă	15,12%
Amortizări	7,46%
b) *Grupate pe operațiuni principale*	
Săpare	35,50%
Folosirea utilajului	25,50%
Susținere	20,50%
Transport subteran	14,30%
Probe geologice	2,63%
Linie ferată	0,81%
Evacuarea apei	0,76%

Totalul costurilor de săpare a unei galerii poate fi pus sub forma:

$$C = C_f + C_p + C_v \qquad (1)$$

unde:

C este costul total al săpării;
C_f — costuri convențional fixe;
C_p — costuri convențional proporționale;
C_v — costuri convențional variabile.

Drept costuri convențional fixe vom lua:

a) Cheltuieli generale corespunzătoare săpării galeriei în lungimea totală proiectată;

b) Indemnizațiile de structură acordate pentru efectuarea galeriei în condiții grele, datorită așezării acesteia la distanță mare de centrele populate.

Aceste costuri ale căror pondere reprezintă 46,50% din totalul costurilor vor scădea pe metru de galerie săpat în cazul în care vom putea organiza astfel munca încît în aceeași perioadă de timp să putem săpa mai mulți metri de galerie.

Drept *costuri convenționale proporționale* cu numărul de metri săpați vom lua:

Tabela 1

Gruparea cheltuielilor de săpare ale unei galerii cu profil de 3,87 m² şi cu lungime de 1200 m pe elemente de costuri şi pe operaţiuni ale procesului de săpare

Felul costurilor	Gruparea pe elemente de cost / Gruparea cost pe operaţii	Săpare, mii lei	Susţinere, mii lei	Linie ferată, mii lei	Transport subteran, mii lei	Probe geologice	Evacuarea apei, mii lei	Folosirea utilajului mii lei	Total mii lei	Total % din total
Costuri proporţionale	Materiale directe	105,4	85,0	8,0	18,4	0,6	0,1	38,5	256,0	
	Transportul materialelor	7,0	5,7	0,5	1,2	0,1	0,1	18,8	33,4	15,25
	Salarii nenormate	64,0	—	—	21,7	0,1	5,2	104,5	195,5	
	Sarcini sociale 30%	19,2	—	—	6,5	0,03	1,57	31,4	58,7	13,32
	Amortismente	—	—	—	—	—	—	140,7	140,7	7,46
	Total	195,6	90,7	8,5	47,8	0,73	6,97	333,9	684,3	35,90
Costuri variabile	Salarii normate	101,2	82,7	1,2	55,7	15,5	—	—	256,3	
	Sarcini sociale 30%	30,3	24,	0,4	16,6	4,7	—	—	76,8	17,6
	Total	131,5	107,5	1,6	72,3	20,2	—	—	331,1	17,60
Costuri fixe	Cheltuielile generale	163,2	93,7	3,9	64,9	11,9	1,9	119,3	458,8	24,00
	Indemnizaţii de structură	188,6	94,3	1,4	88,3	17,8	5,9	32,7	429,00	22,50
	Total	351,8	188,0	5,3	153,2	29,7	7,8	152,0	887,8	46,50
	Total general	678,9	386,2	15,4	273,3	50,7	14,5	485,9	1905,2	100,00
	%	35,50	20,50	0,81	14,30	2,63	0,76	25,50	100,00	

a) materialele consumate, care sînt aceleaşi pe fiecare metru săpat;

b) salariile nenormate şi contribuţii sociale aferente acesteia, care sînt acordate pe baza volumului de lucrări necesare de efectuat pentru fiecare metru săpat;

c) Amortizările ca echivalent valoric al uzurii mijloacelor de bază, de asemenea aceleaşi pe metru de înaintare.

Drept *costuri convenţional variabile* cu numărul de metri săpaţi vom considera salariile normate şi contribuţiile sociale aferente acestora atunci cînd sistemul de salarizare aplicat este cel în acord progresiv (cînd salarizarea se face în acord simplu aceste costuri rămîn constante pe metru de înaintare, trecînd deci în categoria precedentă a costurilor convenţional proporţionale pe numărul de metri săpaţi).

2. Studiul variaţiei volumului total de costuri şi al preţului de cost pe metru de galerie săpat

Vom studia volumul total de costuri şi preţul de cost pe metru de galerie săpată în două cazuri: a) în cazul cînd sistemul de salarizare este în acord simplu şi b) în cazul cînd sistemul de salarizare este în acord progresiv. Parametrul în funcţie de care vom studia salarizarea este depăşirea normelor de muncă.

Scăderea preţului de cost se poate realiza prin mărirea productivităţii muncii. La rîndul ei mărirea productivităţii muncii se va putea obţine prin organizarea justă a muncii care să permită muncitorilor o depăşire a normelor.

Depăşirea normelor atrage după sine importante avantaje pentru muncitori şi pentru întreprindere, conducînd la:

— scăderea preţului de cost;
— micşorarea timpului de săpare a galeriei;
— mărirea cîştigurilor muncitorilor;
— scurtarea timpului de imobilizarea utilajelor.

Studiul influenţei salarizării în acord simplu şi în acord progresiv asupra variaţiei volumului total de costuri şi al preţului de cost pe metru de galerie săpată, se face pornind de la ciclograma de bază care a servit la întocmirea devizului, şi în funcţie de care, cu ajutorul relaţiei (1):

— pentru salarizarea în acord simplu:

$$C_1 = C_f + C_p + C'_p$$

— pentru salarizarea în acord progresiv:

$$C_2 = C_f + C_p\ C_v,$$

deducem preţul de cost pe metru de galerie şi anume:

Pentru salarizarea în acord simplu:

$$p_1 = \frac{C_f}{L} + \frac{C_p}{L} + \frac{C'_p}{L} \,. \qquad (2)$$

Pentru salarizarea în acord progresiv:

$$p_2 = \frac{C_f}{L} + \frac{C_p}{L} + \frac{C_v}{L} \qquad (3)$$

unde L reprezintă numărul de metri săpați.

Luînd ca bază costurile din deviz cu ajutorul relațiilor (2) și (3), s-a calculat variația volumului total de costuri și a prețului de cost pe metru de galerie săpată, pentru perioada fixă de timp T în care se sapă diferite lungimi de galerie corespunzătoare diferitelor depășiri de norme (Tab. 2 și 3).

Rezultatele calculelor din tabela 2 sînt reprezentate grafic în fig. 1.

Din diagramă se vede că volumul total al costurilor la sistemul de salarizare în acord simplu, crește direct proporțional cu numărul de metri săpați, iar la sistemul de salarizare în acord progresiv. volumul total al costurilor crește mai repede decît numărul de metri săpați.

Rezultatele calculelor din tabela 3 sînt reprezentate grafic în fig. 2.

Ținînd seamă de faptul că lungimea finală de săpare a galeriei este de 1 200 m, în cazul depășirilor de norme săparea galeriei se va executa în perioade de timp cu atît mai scurte cu cît depășirile de normă vor fi mai mari.

Pentru a studia variația costurilor în funcție de scurtarea timpului de săpare, s-a întocmit tabela 4.

Din tabela 4 rezultă că volumul total al costurilor scade cu creșterea depășirii normei. Datele din tabela 4 sînt reprezentate grafic în fig. 3.

Pentru a arăta posibilitatea realizării practice a depășirii normelor în vigoare a căror consecință este reducerea prețului de cost pe metru de galerie, s-a studiat modul de organizare al lucrării în săpare.

Depășirea normei complexe se poate obține prin mărirea înaintării pe ciclu de săpare, prin micșorarea duratei ciclului, prin modificarea tehnologiei procesului de săpare etc.

Astfel de exemplu, prin mărirea lungimii găurilor se poate mări înaintarea pe ciclu de la 0,66 m la 1,04 m, ceea ce va corespunde la o depășire a normei complexe de 50%.

Tabela 2

Variația volumului total al costurilor în cazul săpării de lungimi diferite de galerie în aceiași perioadă de timp

Realizarea normei %	Nr. de metri săpați în acelaș timp L	C_p mii/lei*)	C'_p mii/lei*)	C_v8 mii/lei*)	C_f mii/lei	C_1 mii/lei	C_2 mii/lei
100	1 200	684	333	333	888	1 905	1 903
105	1 260	718	350	358	888	1 956	1 964
110	1 320	753	366	383	888	2 007	2 024
115	1 380	786	374	432	888	2 048	2 106
120	1 440	821	400	467	888	2 109	2 176
125	1 500	855	416	582	888	2 159	2 325
130	1 560	889	433	633	888	2 210	2 410
140	1 680	958	466	733	888	2 312	2 581
150	1 800	1 026	500	833	888	2 414	2 747
160	1 920	1 095	534	923	888	2 517	2 906
170	2 040	1 163	561	1 032	888	2 617	3 083
180	2 160	1 231	600	1 132	888	2 719	3 251
190	2 280	1 300	636	1 232	888	2 824	2 420
200	2 400	1 368	666	1 332	888	2 922	3 588

*) Inclusiv 30% contribuții sociale.

Tabela 3

Variația prețului de cost pe metru de galerie în cazul săpării de lungimi diferite de galerie în aceiași perioadă de timp

Realizarea normei %	Nr. de metri săpați în acelaș timp (L)	$\frac{C_p}{L}$ lei/m	$\frac{C_f}{L}$ lei/m	$\frac{C'_p}{L}$ lei/m	$\frac{C_v}{L}$ lei/m	p_1 lei/m	p_2 lei/m	Economie pe metru de înaintare, lei/m	Economie, %
100	1 200	570	740	277	277	1 587	1 587	0	0
105	1 260	570	705	277	285	1 552	1 560	27	1,70
110	1 320	570	673	277	290	1 520	1 533	54	3,40
115	1 380	570	643	277	313	1 490	1 526	61	3,90
120	1 440	570	616	277	324	1 463	1 510	77	4,83
125	1 500	570	592	277	388	1 439	1 550	37	2,33
130	1 560	570	569	277	406	1 416	1 545	42	2,68
140	1 680	570	528	277	436	1 375	1 534	53	3,33
150	1 800	570	493	277	462	1 340	1 525	62	3,91
160	1 920	570	462	277	480	1 309	1 512	75	4,72
170	2 040	570	435	277	506	1 282	1 511	76	4,79
180	2 160	570	411	277	524	1 258	1 505	82	5,10
190	2 280	570	389	277	540	1 236	1 499	88	5,53
200	2 400	570	370	277	555	1 217	1 495	92	5,85

Tabela 4

Analiza variației volumului total de costuri pentru săparea aceleiași lungimi de galerie în perioade de timp diferite

Realizarea normei %	Timpul necesar pentru executarea lucrării		C_p	C_f	C'_p	C_v	C_1	C_2	Economia realizată, mii/lei	%
	%	h	mii lei							
100	100	5 454	684	888	333	333	1 905	1905	0	0
105	95,2	5 194	684	843	333	341	1 860	1868	37	1,94
110	90 9	4 958	684	807	333	348	1 824	1839	66	3,46
115	86,9	4 742	684	771	333	378	1 788	1839	72	3,77
120	83,3	4 545	684	739	333	389	1 756	1812	93	4,88
125	80,0	4 363	684	710	333	466	1 727	1860	45	2,36
130	76,9	4 195	684	682	333	487	1 699	1853	52	2,72
140	71,5	3 892	684	634	333	523	1 651	1841	64	3,36
150	66,6	3 636	684	591	333	555	1 608	1830	75	3,93
160	62,5	3 408	684	554	333	575	1 571	1813	92	4,82
170	58,8	3 208	684	522	333	607	1 539	1813	92	4,82
180	55,5	3 030	684	492	333	629	1 509	1805	100	5,24
190	52,5	2 868	684	466	333	649	1 483	1799	106	5,55
200	50,0	2 727	684	444	333	666	1 461	1794	111	5,82

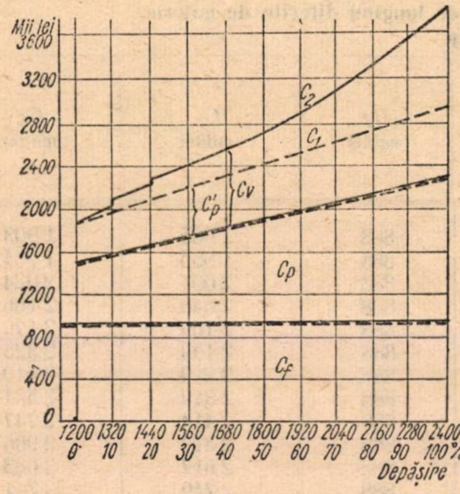


Fig. 1. Variația costurilor în cazul săpării lungimilor diferite de galerie în aceeași perioadă de timp:
– – – – salarizare în acord simplu;
——— salarizare în acord progresiv.

Pentru a putea realiza o depășire mai mare de 50% este posibilă organizarea înaintării cu două cicluri în timpul unui schimb.

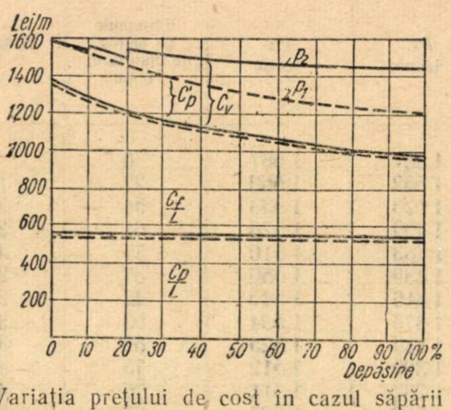


Fig. 2. Variația prețului de cost în cazul săpării lungimilor diferite de galerie în aceeași perioadă de timp:
– – – – salarizare în acord simplu;
——— salarizare în acord progresiv.

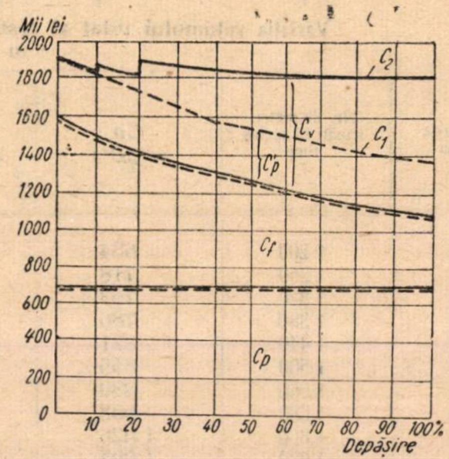


Fig. 3. Variația costurilor de săpare a celeiași lungimi de galerie în perioade de timp diferite:
– – – – salarizare în acord simplu;
——— salarizare în acord progresiv.

Aceasta ar conduce la o mărire a înaintării de la 0,6 m pe schimb la 1,30 m pe schimb ceea ce corespunde la o depășire de 90%.

Pe baza analizelor de mai sus se pot trage următoarele concluzii:

Organizarea inițială	**Organizarea îmbunătățită**	
Un ciclu pe schimb cu înaintare de 0.66 m	Un ciclu pe schimb cu înaintare de 1,04 m	Două cicluri pe schimb cu înaintare de 1,30 m
a) Cazul salarizării în acord simplu		
C_f 888 mii lei	591 mii lei	466 mii lei
C_p 684 mii lei	684 mii lei	684 mii lei
C'_p 333 mii lei	333 mii lei	333 mii lei
C_1 1 905 mii lei	1 608 mii lei	1 483 mii lei
a) Cazul salarizării în acord progresiv		
C_f 888 mii lei	591 mii lei	466 mii lei
C_p 684 mii lei	684 mii lei	684 mii lei
C_v 333 mii lei	555 mii lei	649 mii lei
C_2 1 905 mii lei	1 830 mii lei	1 799 mii lei

La salarizarea în acord simplu volumul total al costurilor scade datorită scăderii cheltuielilor fixe care sînt degresive faţă de timp. Restul costurilor sînt constante deoarece se plătesc pe numărul de metri executaţi.

La salarizarea în acord progresiv, costurile variabile cresc datorită coeficientului de majorare al tarifului de salarizare respectiv, dar cresc mai puţin decît scăderea costurilor fixe, ceea ce duce la scăderea volumului total de costuri.

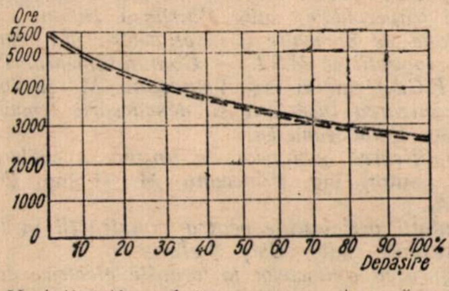


Fig. 4. Variaţia timpului necesar pentru săparea unei galerii în lungime de 1 200 m în funcţie de depăşirea normelor:
– – – – salarizare în acord simplu;
———— salarizare în acord progresiv.

Spre deosebire de salarizarea în acord simplu, salarizarea în acord progresiv duce la o stimulare suplimentară a creşterii productivităţii muncii şi a depăşirii normelor de producţie. Muncitorul este cointeresat în depăşirea normei, deoarece este retribuit în plus faţă de salarizarea în acord simplu.

Ridicarea productivităţii muncii, urmată de depăşirea normelor duce la micşorarea timpului de execuţie al lucrării. Aceasta dă posibilitatea de a se efectua într-un timp mai scurt, lucrări de o importanţă mare pentru economia naţională şi de a imobiliza utilajul un timp mai redus.

Economiile de timp şi de costuri rezultate din creşterea productivităţii muncii sînt reprezentate grafic în fig. 4 şi 5.

In cazul salarizării în acord progresiv cîştigurile muncitorilor după cum se vede din fig. 5, sînt apreciabil mai mari. ceea ce contribuie la stimularea lor pentru depăşirea normelor, totuşi volumul costurilor respectiv preţul de cost scade cu atît mai mult cu cît depăşirea este mai mare.

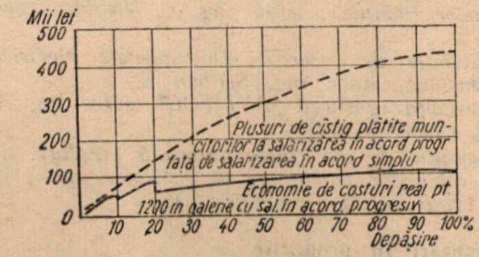


Fig. 5. Variaţia economiilor realizate:
– – – – salarizare în acord simplu;
———— salarizare în acord progresiv.

Concluzii

Din studiul de faţă reiese că prin depăşirea normei complexe de săpare a galeriilor, depăşire care se poate realiza printr-o organizare raţională a muncii, utilizînd ciclogramele de lucru adecvate, se poate ajunge la:

a) scăderea preţului de cost pe metru de galerie;

b) micşorarea timpului de săpare a galeriilor;

c) mărirea cîştigurilor muncitorilor, cointeresîndu-i astfel la realizarea depăşirii;

d) scurtarea timpului de imobilizare a utilajelor.

Bibliografie

Feodorov: Lucrări miniere principale.
* * * : Manualul inginerului de mine.
Zvorichin ş. a.: Economia, organizarea şi planificarea industriei cărbunelui din U.R.S.S. (în limba rusă).
Manevici: Salarizarea şi formele ei în industria U.R.S.S.
* * *: Revista Minelor — diferite articole din anii 1952—1954.
* * *: Norme de deviz, Comitetul Geologic.

Avîntul mişcării de inovaţii din industria carboniferă

Ing. M. Vrînceanu

In Ministerul Industriei Cărbunelui, cele două direcţiuni generale din Bucureşti şi Valea Jiului, îşi dispută întîietatea pe linie de inovaţii, avînd ca obiectiv aplicarea a cît mai multor inovaţii, în scopul de a obţine economii tot mai mari.

Introducerea şi aplicarea inovaţiilor, contribuie la mărirea producţiei, a productivităţii muncii, a reducerii preţului de cost şi a perfecţionării utilajelor şi metodelor de exploatare a cărbunelui.

Cele două direcţiuni generale D.G.C.B. şi D.G.C.V.J. îşi duc munca de inovaţii atît în centralele lor, cît şi în întreprinderile carbonifere tutelate.

In timp ce Direcţiunea Generală a Cărbunelui din Valea Jiului are sub conducerea sa întreprinderile grupate în bazinul carbonifer Petroşani, Direcţiunea Generală a Cărbunelui din Bucureşti coordonează toate celelalte întreprinderi carbonifere din ţară .

Şi cu toate acestea, deşi personalul D.G.C.B. este redus s-a reuşit totuşi să se imprime un puternic avînt mişcării de inovaţii, atît în centralul său cît şi în întreprinderile carbonifere subordonate.

Astfel, de unde la începutul anului nu exista nici un inovator în D.G.C.B., dinamica inovaţiilor arată la 7 noiembrie 1955, data închiderii concursului de inovaţii pe ţară, un număr de 19 propuneri de inovaţii înregistrate din rîndul salariaţilor săi, inovaţii admise pentru experimentare, aplicate sau chiar generalizate în mare parte.

Dintre acestea amintim pe cele mai importante şi anume:

Perfecţionări tehnice

— *Adaptarea sistemului de transport cu cablu fără fine pe linie simplă de transport,* autor ing. *A. Beraru.* *Inovaţia este aplicată la I. C. Sălajul şi I. C. Şoreconi.*

— *Aplicarea havezei cu braţ scurt la tăierea ligniţilor în strate cu ondulaţii pronunţate,* autor colectiv *ing. Gheorghiu Gr., introdusă la I. C. Derna.*

— *Modificarea elementelor la transportoarele cu raclete tip S.K.R.*, autor colectiv ing. *Molfeta F.*

— *Barieră simplă de siguranță la rampele superioare ale planelor inclinate*, autor ing. *C. Nicolau (generalizată).*

— *Instalație de încercat echipamentele electrice la înaltă tensiune*, autor ing. *Scriban E.*

— *Substanța ignifugă „ANTIFOC"*, autor ing. *Vrînceanu M. (generalizată).*

— *Dispozitiv de întreținere automată (spălare și ungere) a cablurilor purtătoare de funicular*, autor colectiv ing. *Vrînceanu M. (generalizată).*

Raționalizări în producție

— *Inlocuirea siguranțelor cuțit de 160 A, cu bușoane de siguranță obișnuite*, autor ing. *Florian Al. (generalizată).*

— *Folosirea prafului de lignit ca îngrășămînt agricol*, autor colectiv ing. *Berindei V. (aplicată la I. C. Oyasca).*

— *Abataj cu front lung avînd transportorul montat la front și încărcare prin împușcare direct pe transportor*, autor ing. *A. Beraru (în experimentare).*

— *Raționalizarea procesului de producție și concentrarea minelor Comănești*, autor ing. *Duma Ș.*

Raționalizări administrative

— *Modificarea și adaptarea jurnalului order*, autor colectiv *Andeleanu Gh. (generalizată).*

— *Simplificarea recalculării devizelor miniere, pentru aplicarea H.C.M. 1070/1955*, autor *Stricker N. (generalizată).*

Exemplul dat de salariații conducerii din minister este urmat cu elan în întreprinderile carbonifere Cîmpulung, Derna, Doicești, Ojasca, Comănești, Sălajul IRUM sau în măsură mai mică Anina, Codlea, Șorecani, Ceptura.

Intreprinderi cu mari posibilități de afirmare ca Filipești și Căpeni, manifestă interes slab pentru inovații, iar altele ca Schela, Tebea, Caransebeș o totală delăsare. Menționăm în special întreprinderea carboniferă Bratca, nou înființată anul acesta, care totuși în decursul ultimelor 4 luni de cînd și-a început activitatea de inovații a reușit să înregistreze 18 propuneri, întrecînd astfel întreprinderi mari ca I. C. Comănești, a cărei activitate de la începutul anului indică numai 17 propuneri de inovații.

O mare contribuție la stimularea mișcării de inovații a adus lansarea concursului de inovații pe țară ce s-a ținut în perioada 15 mai — 7 noiembrie care marchează activizarea mișcării de inovații din anul 1955.

Lansarea trimestrială a concursurilor cu premii — pentru rezolvarea temelor generale din planul de inovații pe 1955 sau a temelor locale — de către întreprinderile vizitate de organele de control din minister, a contribuit în mare măsură, mărind interesul salariaților față de mișcarea de inovații.

In afară de aceste mijloace folosite, munca a mai fost susținută local în întreprinderi, prin agitație și popularizare la gazetele de perete nou create sub denumirea de „colțul inovatorilor" și la posturile de radioficare.

In sfîrșit măsura luată, de a se abona întreprinderile la publicații de specialitate, ca fișe S.E., Tehnica Nouă, Revista Minelor, Cărbunele, sau Caete Selective, a dat rezultate din cele mai bune.

Astfel I. C. Cîmpulung numai în ultimele 3 luni din perioada concursului, a introdus prin generalizare din caete fișe S.E., 228 inovații toate aplicate pînă la 7 noiembrie a. c. Aici s-au format 6 brigăzi complexe de inovatori pe specialități de ateliere și 11 colective de lucru, care au fost mobilizate permanent, avînd ca obiectiv cîștigarea concursului de inovații pe țară în cadrul ministerului.

In afară de activitatea introducerii și aplicării inovațiilor prin schimb de experiență, unde I. C. Cîmpulung se situează prima pe țară prin numărul impresionant de inovații aplicate amintit mai sus, din rîndurile salariaților întreprinderii s-au înregistrat 49 propuneri de inovații, dintre care 11 admise pentru experimentare, 26 acceptate pentru aplicare, 12 aplicate și 10 generalizate. Dintre acestea 7 inovații rezolvă probleme din planul tematic pe 1955 sau teme cu caracter local ale Ministerului Industriei Cărbunelui, cum sînt:

1. *Adaptarea havezei Eickoff la tăierea de făgașe circulare și trapezoidale*, autor *Pătrașcu Iulian.*
2. *Metode de prevenire a incendiilor (din planul temelor de inovații al M.S.I. — Comandamentul Pompierilor — P.C.I.)*, autori ing. *Vrînceanu M.* și *Vociu Al.*
3. *Mecanizarea încărcării și descărcării lemnului de mină*, autor *Voinoveanu Th.*
4. *Simplificarea aparatelor de ungere a cablurilor de funicular*, autori ing. *Vrînceanu M.* și ing. *Constantinescu Al.*
5. *Fundații prefabricate pentru construcții în terenuri greu accesibile*, autor *Chiș Ștefan.*
6. *Asigurarea contactelor la lămpile electrice de mină, pentru obținerea funcționării de durată în condiții optime*, autor *Fiabani Giuseppe.*

Demne de menționat sînt inovațiile mai importante, care sînt generatoare de economii, introduc metode noi, perfecționează utilajele existente, ușurează munca sau măresc securitatea în subteran, aplicate la I. C. Cîmpulung:

— *Modificarea sistemului de cuplare la vagonetele de 3 t tip UNIO*, autor *Simion Ștefan (generalizată).*

— *Inlocuirea dispozitivului de suspensie la scocurile oscilante*, autor *Comanici Gh. (generalizată).*

— *Modificarea sistemului de aprindere la lămpile miniere de siguranță cu benzină*, autor *Baco Anghel (generalizată).*

— *Modificarea combinei Donbass 1, cu scopul de a tăia în lignit*, autor *Voinoveanu Th.*

— *Transformator de curent alternativ monofazic, pentru iluminat și semnalizare în mină, fără pericol de electrocutare*, autor *Rizeanu R.*

— *Tăierea lignitului cu combina Donbass pe sanie*, autor ing. *Popovici M.*

— *Aglomerarea la rece cu suspensie de bitum a prafului de cărbune (brichetare)*, autor colectiv ing. *Crețulescu C-tin.*

Față de activitatea susținută de muncă hotărîtă și continuă a salariaților săi, dusă zi de zi, întreprinderea carboniferă Cîmpulung este cîștigătoarea concursului de inovații pe minister, rezultat ce va fi îndemnul de viitor al realizărilor din ce în ce mai frumoase în anul 1956.

Animatorul permanent în această întrecere purtată cu convingere și hotărîre de a birui, este responsabilul cu inovațiile din întreprindere tov. ing. *Chiru Victor*, care neprecupețind nici un efort, timp de cîteva luni, a stat permanent în rîndurile muncitorilor, în orele din afara programului, sfătuind, îndrumînd și stimulînd pe fiecare la locul lui de muncă, pentru a duce la îndeplinirea angajamentul luat: primii pe minister, primii pe regiune.

Și cu tot numărul mare de salariați, I. C. Cîmpulung a realizat cel mai mare indice, 0,7, care i-a asigurat locul de fruntașe în munca de inovații.

In mai mică măsură, dar totuși cu o activitate lăudabilă în perioada concursului de inovații pe țară, și-au dus munca întreprinderile carbonifere Derna, Sălajul, Doicești, Ojasca, Bratca, Comănești.

Astfel *I. C. Derna-Tătăruș* a înregistrat 48 propuneri de inovații dintre care 6 admise pentru experimentare, 15 acceptate pentru aplicare, 13 aplicate, restul în studiu.

Cităm dintre cele mai importante inovații:

— *Determinarea unei metode juste pentru exploatarea stratului gros de lignit, cu înclinare mică*, autor ing. *Stoenescu I.* și *Popescu I.*, a cărei aplicare va aduce în anul de folosință economii de peste 600 000 lei.

— *Metodă cu dublă tăiere, cu o singură montare şi dirijare a acoperişului, într-un ciclu de 24 ore la abatajele cu front lung,* autori *Kalath F.* şi *Theil I.*

— *Dispozitiv pentru calibrarea ţevilor fierbătoare la locomotivele cu aburi de c.f.i.,* autori ing. *Mititelu C.* şi *Hundemer A.*

— *Sorb telescopic care să permită lungirea şi scurtarea* cu 1,5—2 m (din planul tematic pe 1955), aceeaşi autori.

— *Dispozitiv pentru fixarea capacelor la roţile vagonetelor,* autor colectiv *Sarkozi L.* (din planul tematic al Ministerului Industriei Cărbunelui pe 1955).

Menţionăm că dintre salariaţii întreprinderii carbonifere Derna, tov. ing. *Warady E.*, autor al inovaţiei *„Uleiul Polar"*, este laureat al Premiului de stat pe anul 1954.

Intreprinderea carboniferă Sălajul a aplicat inovaţii ale salariaţilor săi, care realizează dintre cele mai mari economii pe minister.

Astfel:

— *Transportor cu raclete pentru sortarea cărbunilor,* autor ing. *Marian Augustin. (generalizată).*

— *Susţinerea galeriilor cu inele din prefabricate de beton,* autor colectiv ing. *Săvulescu S.* (recompensată cu 10 000 lei).

Din întreprinderea *Doiceşti* au fost generalizate inovaţiile:

— *Maşina de îndoit cintre, necesare la săparea şi betonarea puţurilor,* autor colectiv *Manea Savu* (economii 65 000 lei, recompensată cu 4 600 lei).

— *Sabot sanie pentru oprirea vagonetelor pe c.f.i. în pante,* autori *Miţu Petre* şi *Manea Const.*

— *Sabot de barieră pentru staţiile c.f.i. cu pantă,* autori *Miţu Petre* şi *Milea D-tru.*

La întreprinderea carboniferă *Ojasca*, inovaţii mai importante, care au fost generalizate, enumerăm:

— *Dispozitiv siguranţă de susţinere în rocile moi,* autori ing. *Petrică Gheorghiu* şi ing. *Breazu Ion.*

— *Ciur mecanic oscilant,* autor *Gogan Gh.* şi *Popa M.*

In sfîrşit, pentrucă spaţiul nu ne permite a aminti de toate inovaţiile realizate în anul acesta la întreprinderile carbonifere, vom mai menţiona următoarele mai de seamă:

— *Modificarea ambreiajului la motor K.D. 35,* autor *Tismănaru Gh.* — *I. C. Cozla.*

— *Folosirea transportului mecanizat în abataje, prin introducerea screperului la mina Ticu* — *I. C. Şorecani,* autor colectiv *Penescu Iosif,* (aduce economii de peste 300 000 lei într-un an).

— *Dispozitiv pentru tăierea rapidă în strung a piuliţelor de formă exagonală,* autor *Dăncescu Gh.* — *I. C. Ceptura.*

— *Dispozitiv pentru montarea şi demontarea automată a tuburilor de aeraj,* autor *Lukacs Eugen.* — *I. C. Căpeni.*

De asemenea la Intreprinderea de Reparaţii a Utilajului Minier (IRUM) de la Filipeştii de Pădure, din activitatea sa cităm două inovaţii mai importante aplicate local:

— *Răcirea individuală a maşinilor unelte,* autor *Davidescu C.*

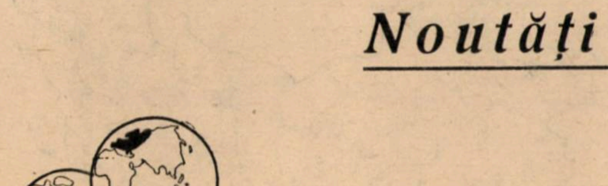
— *Tăierea discurilor de ambreiaj la bormaşină,* autor *Costea C.*

Probleme care preocupă în mod permanent conducerea Ministerului Industriei Cărbunelui sînt în special, acelea referitoare la „cuplarea automată a vagonetelor de mină şi a tuburilor de aeraj", probleme introduse în planul temelor de inovaţii al Ministerului pe anul 1955 şi pentru care s-au primit mai multe soluţii, urmînd a se hotărî asupra celor mai bune spre a fi generalizate.

In grija sa pentru activitatea de inovaţii, D.G.C.B. a lansat un concurs cu premii pe trimestrul IV pentru rezolvarea temelor din planul pe 1955. In felul acesta se caută ca planul temelor de inovaţii cu caracter general, în număr de 30, să fie rezolvat în întregime pînă la sfîrşitul anului, iar în acelaşi timp să se obţină soluţii, urmînd a se hotărî asupra celor mai bune spre a fi generalizate.

Dinamica inovaţiilor, indică o creştere simţitoare în anul 1955 faţă de anul 1954, atît la numărul de propuneri de inovaţii înregistrate, cît şi la cele aplicate, dar mai ales la economiile realizate şi în curs de realizare în anul de folosinţă.

Noutăţi mondiale



U.R.S.S.

Realizările obţinute de constructorii sovietici de maşini miniere sînt dintre cele mai importante mai ales în domeniul mecanizării complexe. Circa 11 combine de săpare de o mare diversitate ca principii de funcţionare precum şi peste 20 combine de abataj experimentate în decursul ultimilor 10—15 ani arată preocuparea guvernului sovietic pentru acest domeniu. O deosebire esenţială de alte ţări constructoare de maşini miniere, o constituie faptul că industria sovietică constructoare de maşini miniere se dezvoltă pe două căi şi anume: perfecţionarea tipurilor existente pe baza datelor experimentale şi practice şi realizarea de noi tipuri de combine construite pe principii cu totul noi. Dacă pentru prima latură sînt importante rezultatele obţinute de aceste maşini în producţie, pentru noile tipuri se întreprind în mod continuu numeroase şi largi lucrări de cercetare care permit ca primele prototipuri să dea rezultate foarte bune. Dintre ultimile realizări ale industriei sovietice constructoare de maşini miniere amintim: combina PKG pentru săparea galeriilor şi combinele K-14 şi K-29 pentru exploatarea stratelor de grosime medie şi mare precum şi tipurile perfecţionate ale combinelor NK-1, UKMG şi Gorniak

R. CEHOSLOVACĂ

Producţia totală de cărbune a crescut cu 77% în 1954 faţă de 1946, creşterea fiind de 53% pentru cărbune brun şi 94% pentru lignit. Merită subliniat faptul că 90% din cantitatea de energie electrică produsă în R. Cehoslovacă provine din termocentralele ce folosesc cărbuni.

NORVEGIA

Folosind minereu de fier de la Sydranranger şi Fosdaten de lîngă Trodheim, a fost pus în funcţiune prima uzină siderurgică de la Mo i Rana foarte aproape de Cercul Polar.

R.P.F. JUGOSLAVIA

Se prevede ca exploatările de la Kaydonpeck să-şi mărească producţia zilnică la 10 000 t minereu de fier cu circa 9% Cu.

ANGLIA

In regiunile din sud vest a fost descoperit un depozit cu 0,73% U_3O_8 dar în cantităţi prea mici.

FINLANDA

Lîngă Nihamm în insulele Baltice din Qeland a fost descoperit un zăcămînt de fier submarin pe o suprafaţă de 2 km² dar adîncimea, condiţiile de zăcămînt şi calitatea minereului sînt încă necunoscute.

★

S-au dus recent tratative pentru exportarea în Anglia de ilmenită extrasă la sud de Lacul Oalu in regiune îngheţată.

SUEDIA

In partea de sud-vest a Suediei la Bellingham este exploatat un zăcămînt de uranium cu 0,02%.

R. P. UNGARĂ

Minereul de la Rudebanya (pirită sinterisată) cu circa 18—35% Fe va fi tratat într-o nouă uzină lîngă Stalinrasas.

R. F. GERMANĂ

Din lipsa unor resurse proprii, se va menţine şi pe viitor importul de mangan. Amintim că în primele patru luni ale anului 1955 acest import a fost acoperit de U.R.S.S. — 21 000 t; India — 18 600 t şi Congo Belgian — 10 300 t.

R. P. POLONIA

Lucrările de explorare iniţiate încă din 1953 sub conducerea profesorului Stanislav Pavlovski au permis descoperirea unui important zăcămînt de sulfuri în regiunea Sandomierz. Pînă în prezent se cunoşteau numai două zăcăminte de importanţă redusă: Swoxzovice şi Czarkovy. Guvernul polonez a dispus punerea rapidă în exploatare a noului zăcămînt în vederea acoperirii nevoilor ţării şi chiar pentru exportul în Marea Britanie, Germania şi Franţa.

★

În munţii Iser lîngă Szktarska Posebo a fost descoperit un zăcămînt cu 99,7% pirită, zăcămîntul găsindu-se la circa 1 000 m sub nivelul mării. În acest mod în anii viitori se va putea renunţa la import.

De asemenea lîngă Litzmannstadt s-a descoperit un zăcămînt cu 35% Fe, iar lîngă Wrecznya în regiunea Stalinogrod este în curs de deschidere o nouă exploatare de fier echipată cu utilaj sovietic.

★

In cursul anului 1955 au fost construite în Polonia două instalaţii de flotaţie a minereurilor de fier: cea de la Sabinov şi cea de la Dzbov. Acestea se adaugă instalaţiei de la Poray (lîngă Szestochova) care este deja intrată în producţie.

R. P. BULGARIA

In regiunea de Est a munţilor Rodope se apropie de sfîrşit construirea primei instalaţii de preparare a minereului de plumb şi zinc. In instalaţie se vor prelucra minereuri din regiune cu un bogat conţinut de zinc.

AUSTRIA

Guvernul austriac a hotărît construirea unei uzine de flotare a grafitului în vederea obţinerii unui grafit cu 99% carbon, faţă de 92% C obţinut în prezent. Producţia de grafit în 1955 a fost de 5321 t în primul trimestru. Din această cantitate 70% este destinat exportului.

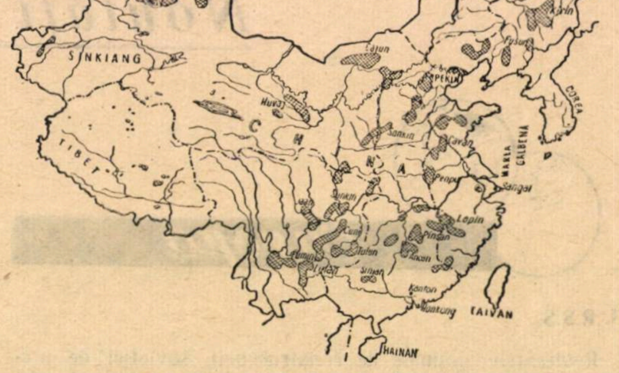
Asia

R. P. CHINEZĂ

Este una din ţările cu cele mai mari rezerve de cărbune. Datele comunicate la congresul internaţional de Geologie din 1913 de la Toronto sînt următoarele:

Provincia	Suprafaţa km	Rezerve milioane tone
Chily	438	3 080
Şantun	104	950
Şansy	200	1 200
Honan	30	200
Cekian	95	120
Fukien	30	80
Kiansi	278	1 435
Hunan	3 000	17 000
Seciuan	6 450	15 000
	10 626	38 765

Datorită grijii regimului popular, începînd din 1947 au fost iniţiate mari lucrări de explorare care au pus în evidenţă o rezervă de 444 489 milioane tone. Această rezervă se poate repartiza în 8 regiuni după cum rezultă din harta alăturată.



Regiunile haşurate reprezintă bazine miniere.

Deşi în decursul războiului cea mai mare parte din exploatări a fost distrusă de trupele japoneze, totuşi în decurs de 6 ani capacitatea de producţie a crescut de la 19 400 000 t/an în 1947 la 46 000 000 t/an în 1953. In prezent sînt în curs de deschidere noi mine care vor permite mărirea capacităţii de producţie într-o şi mai mare măsură.

INDIA

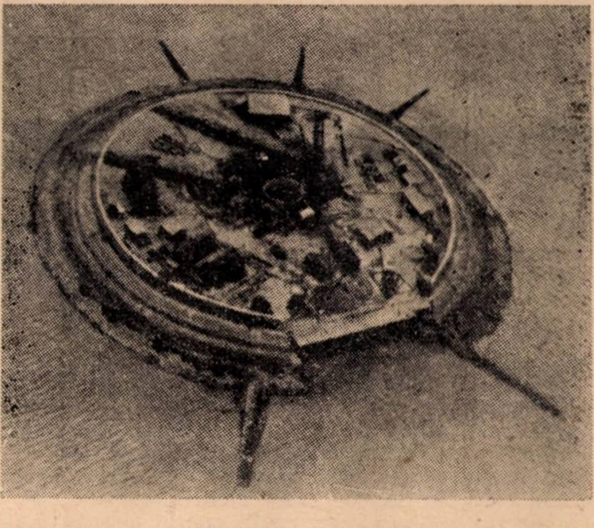
In Vindhya Pradesh a fost construită o nouă mină de 500 t/zi care exploatează zăcămîntul de diamante. Folosind 3 000 muncitori, aceasta este cea mai mare exploatare diamantiferă din India şi care sconteazā că va ajunge la 2 000 carate diamante/zi.

TURCIA

Pe coasta de est a Mării Negre au fost redeschise o serie de exploatări mici de manganez.

JAPONIA

Dintre curiozităţile mineritului carbonifer din Japonia două sînt demne de remarcat. In primul rînd insula Hashima plasată la 10 km de portul Nagasaki şi pe care se găseşte o exploatare carboniferă cu o capacitate de 1000 t/zi. Suprafaţa insulei este de 0,063 km² şi pe ea locuiesc 4 700 locuitori, în cea mai mare parte muncitori la exploatarea citată. De remarcat desimea populaţiei cca 75 000 locuitori/km², ceea ce denotă condiţiile grele de locuit.



Insula artificială Kyushu

Cea de a doua curiozitate constă în realizarea unei insule artificiale circulare cu un diametru de 120 m la 2 km de coasta insulei Kyushu, destinată scoaterii la suprafaţă a gurii unui puţ de aeraj ce deserveşte o exploatare plasată pe insula Kyushu. Ideia a putut fi uşor realizată deoarece adîncimea oceanului în zonele invecinate insulelor japoneze pe circa 600—1000 m este de maximum 30 m.

America de Sud

PERU

Zăcămintele de cărbuni sînt reduse şi plasate în Anzi. In regiunea Santo se cunoaşte un zăcămînt de 200 000 000 t cărbune iar la Libertal un zăcămînt de antracit. Producţia anuală a ţării este de 200 000 t.

VENEZUELA

Exploatarea cărbunelui a fost neglijată în avantajul exploatării petrolului. Acelaş lucru se poate spune şi despre prospectarea zăcămintelor de cărbune. Pentru viitor se prevede exploatarea unor cărbuni pentru alimentarea unui centru siderurgic în regiunea Cerro Bolivar unde se găsesc renumite zăcăminte de fier.

ARGENTINA

Rezerva de cărbuni a Argentinei o formează zăcămîntul de la Rio Turbio în Patagonia (360 000 000 t) format din 4 straturi de 1,5 m grosime şi înclinare mică. Cărbunele este necocsificabil. Capacitatea de producţie a ţării este de 120 000 t/an şi se tinde spre 400 000 t/an, cifră la care importul de cărbune din S.U.A. va fi menţinut, producţia ţării neacoperind nevoile ei, deşi rezerva existentă ar permite acest lucru.

BRAZILIA

Zăcămintele de cărbuni ale ţării sînt la: Santa Caterina, Parona, Rio Grande de sud, Sao Jeronimo i Boya, însumînd o rezervă de 500 000 000 t. Cărbunele este piritos cu 10% sulf şi poate fi cocsificat prin amestecare în proporţie de 50% cu cărbune american. Producţia anuală de cărbune atinge 2 milioane t/an. De curînd se propune deschiderea zăcămîntului de antracit de la Xinga, plasat la 1 200 km distanţă de linia ferată.

CHILE

In această ţară se cunosc cele mai vechi exploatări de cărbuni din America Latină. Un zăcămînt apare lîngă Aranca şi Magellanes, plasat sub ocean, cu o rezervă de 400 000 000 t cărbune cocsificabil. Zăcămîntul constă dintr-un singur strat plasat la o adîncime de 1 000 m. La Telcahuano zăcămîntul este tot submarin şi conţine 15—17% cenuşă. In sudul ţării se găseşte un zăcămînt de lignit cu straturi de 2—6 m grosime şi 20—30% cenuşă cu o rezervă de 30 miliarde tone. Producţia actuală este de 2 200 000 t/an şi se tinde spre mărirea ei în viitorii zece ani la 24 000 000 t/an.

COLUMBIA

Este ţara cu cele mai mari rezerve de cărbuni din America de sud: 72 miliarde tone cărbune de bună calitate, ce apare mai ales în regiunea Cundinamarca. Totuşi producţia anuală este de 1 100 000 t şi ţara importă cărbune.

AUSTRALIA

Explorări recente au permis identificarea în teritoriul din nord a unor mici zăcăminte de U_3O_8 cu conţinuturi de 1.47—2,35% la El Sharana şi Sadle Ridge.

FILIPINE

In regiunea Bongbangan au fost descoperite noi depozite minerale. Regiunea era cunoscută pentru exploatările de cupru şi pirită, iar în prezent s-au descoperit zăcăminte de molibden, manganez, cromit, argint, plumb, fier, cărbune.

QUEENSLAND

La Mount Isa a fost descoperit un nou mineral. Este vorba de un borosilicat de ceriu şi lantan cu 64% oxid de ceriu şi lantan, 22% silice, 12,6% bioxid de bor şi 1,3% apă.

Documentare

Tovarăşii ingineri şi tehnicieni care doresc să obţină indicaţiuni bibliografice pentru anumite teme precum şi material documentar mai detailat faţă de cel apărut în fişele bibliografice, sînt rugaţi a comunica aceasta redacţiei „Revistei Minelor", care le va pune la dispoziţie gratuit.

Pentru traducerea unora din articolele din revistele de specialitate străine care au fost recenzate şi fişate în „Revista Minelor", tovarăşii se vor adresa Institutului de Documentare Tehnică, indicînd titlul fişei şi numărul „Revistei Minelor" în care aceasta a apărut, urmînd să primească materialul tradus contra cost.

Geologie şi prospecţiuni

HELEN CANON: Indicaţiuni botanice în prospectarea uraniului (**Botanical Methods of Prospectring for Uranium**); Mining Engineering, februarie 1954, 6, p. 217—220, 13 fig.

Incercările efectuate în ultimii ani au arătat că se poate detecta un zăcămînt de uraniu sub un înveliş de gresie foarte gros, datorită absorbţiei uraniului şi urmelor de elemente asociate de către plantele ce cresc la suprafaţa solului. Cea mai mare parte din uraniu este concentrată în rădăcini şi mai puţin în tulpină şi frunze. Cantitatea din frunze poate fi însă detectată şi poate fi folosită pentru o prospectare de recunoaştere prin analizarea vegetaţiei.

Numai rareori conţinutul în uraniu al diverselor plante ce cresc în terenuri nemineralizate este superior la 1/1 000 000; la plantele ce cresc în terenuri mineralizate este de cîteva ori mai mare, variind cu specia şi conţinutul din teren.

Orice specie de plante indicatoare poate servi pentru o eşantionare sistematică cu condiţia ca ea să fie larg răspîndită în regiunea de cercetat şi ca rădăcinile să pătrundă adînc în terenul mineralizat. Adîncimea obişnuită atinsă la rădăcini în regiunile semi aride este de 10—20 m, dar uneori s-au întîlnit rădăcini şi pînă la 30 m. Principala problemă de rezolvat constă în stabilirea unui tip de eşantionare uniformă, reprezentativ şi foarte elastic. Pe platoul Colorado, cea mai indicată plantă este ienupărul cu toate că în regiunile fără apă se pot folosi şi alţi arbuşti. Eşantioanele sînt calcinate, cenuşa este supusă la extragere pe cale chimică şi apoi la analiză fluorimetrică folosind un flux de carbonat de fluorură.

Pentru cercetarea propriu zisă a zăcămintelor într-un anumit sector, plantele ce indică prezenţa seleniului şi a sulfului pot aduce mari servicii. In sud-estul american, semi arid, plantele indicatoare de seleniu sînt în strînsă legătură cu zăcăminte de carnotit. Diversele specii se distribuie pe şi în jurul zăcămintelor într-un anumit mod în funcţie de conţinutul în seleniu al minereului şi de cantitatea de care ele au nevoie. Cercetările din sectorul Thomson din Utah au dovedit că plantele ce au nevoie de mult sulf pot fi folosite drept plante indicatoare de minereuri ce conţin o anumită cantitate de sulfaţi. Ele aparţin în general la familiile crinului şi muştarului.

Prospectarea prin plante este limitată în general la detectarea unor zăcăminte ce se găsesc la mai puţin de 15—25 m de la suprafaţă. Dacă zăcămîntul este acvifer, distribuţia uraniului în plante este uniformă şi permite trasarea conturului, determinarea suprafeţelor mineralizate fiind destul de precisă. Un conţinut de peste 2 milionimi în cenuşile unui arbust indică un teren favorabil din punct de vedere geologic şi de obiceiu o rocă mineralizată.

Săpare şi susţinere

PROF. DR. J. G. KAPLUN şi N. B. SUSTOV: Experienţa folosirii perforatorului BMK—2 la săparea puţurilor (Opît ispolzovania burilnoi maşinî BMK-2 pri prohodke vertikalnîh stvolov şaht), Gornîi Jurnal. 4/1955, p. 18—24, 9 fig.

In anii 1953—1954 s-au efectuat o serie de încercări asupra posibilităţii măririi eficacităţii lucrărilor de perforare-împuşcare prin trecerea la sondaje cu diametre de 106 mm. Găurile de mine au fost perforate cu perforator OM-560 şi perforator BMK-2 suspendat printr-un cablu de un troliu pneumatic. Găurile cu diametru mărit se perforau spre centrul secţiunii, iar la periferie se perforau găuri cu diametrul obişnuit pentru a împiedica mărirea secţiunii de săpare.

Folosirea găurilor de mină — mai corect spus, a sondajelor — cu diametru de 106 mm împreună cu găuri cu diametru de 42 mm, a permis ca în urma încercărilor să se tragă o serie de concluzii dintre care mai importante sînt următoarele: Procedeul permite reducerea consumului de material exploziv cu 20—40% în rocile tari şi 16% în roci de tărie medie. De asemenea se măreşte productivitatea muncii cu 47% atingînd 1,5 m³/schimb, reducîndu-se în acelaş timp cu 13,5% proporţia de blocuri.

Exploatare

PROF. Dr. G. M. MALAHOV: Căile dezvoltării sistemelor de exploatare, folosite în bazinul Krivoi-Rog (Puti razvitia sistem razrabotki primeniaemîh v Krivorojskom besseine), Gornîi Jurnal 4/1595, p. 7—16, 8 fig.

Se analizează sistemul cu prăbuşire în subteran, sistemul cu galerii în subetaj, sistemul cu abataje în cameră cu sondaje orizontale adînci, precum şi sistemele noi propuse ca: sistemul cu abatare prin minare, sistemul cu surpare de la sine sau forţată în etaj.

Autorul arată căile de ridicare a eficacităţii abatajului: folosirea sondajelor adînci, folosirea pe larg a sistemului cu surpare forţată şi restrîngerea aplicării sistemului cu prăbușire în subetaj, folosirea susținerii metalice datorită apariției presiunilor din ce în ce mai mari, folosirea transportului pe bandă și reducerea dimensiunilor stîlpilor dintre camere.

FR. LANGE: (Schwierigkeiten des Steinkohlenbergbaus bei zunchmender Teufe) Dificultățile exploatării cărbunilor odată cu creșterea adîncimii, Glückauf. vol. 91, numărul suplimentar din august 1955, p. 174—195, 30 fig.

După o scurtă introducere în care se examinează adîncimile pînă la care au ajuns astăzi exploatările miniere (cărbuni și minereuri) din diferite țări (peste 3 000 m la minele de aur din Africa de sud și 1 270 m la mina de huilă Rien de Coeur de lîngă Mous din Belgia), se arată tendința de a se ajunge pînă la adîncimea record de 4 000 m, pentru valorificarea rezervelor de cărbuni și minereuri, pe baza progresului înregistrat în ultimele decenii de cercetările în domeniul energiei atomice.

Se examinează apoi — făcîndu-se și propuneri în această privință — problemele mai importante legate de exploatarea la adîncimi atît de mari a zăcămintelor de substanțe minerale utile ca:

— susținerea puțurilor de mină (materiale folosibile și tipuri de susținere);

— extracția (tipurile de cabluri de extracție);

— extracția cu cabluri multiple;

— mașinile de extracție ca tip și dimensiuni;

— turnurile de extracție.

— Aerajul minelor (îmbunătățirea climei din subteran); reducerea procentului de gaze explozive și nocive; lupta contra prafului de cărbune exploziv; (planificarea aerajului).

— Evacuarea apelor.

— Susținerea celorlalte lucrări subterane (în afară de puțuri) cercetări referitoare la presiunea rocilor și la pericolul loviturilor de acoperiș; tipurile de susținere în galerii și abataj.

Mecanizare

* * *: Folosirea platformelor vibrante în punctele de încărcare a vagonetelor **(Emploi des plates-formes vibrantes aux points de chargement des berlines)** din Revue de l'Industrie Minerale, iunie 1955 (după Information Bulletin 54/126 du National Coal Board).

Deseori vagonetele ajung la suprafață insuficient de pline datorită tasării, consecință a mișcării acestuia. De aici a apărut ideea de a instala dispozitive ce provoacă o tasare chiar în perioada de încărcare. Dispozitivul descris a fost realizat de o uzină engleză și consta dintr-o platformă de oțel prevăzută cu șine, plasate așa fel încît vagonetul să stea pe ea în timpul încărcării. Un motor antideflagrant face să se rotească un excentric care crează oscilațiile. Sistemul sprijină prin 4 resorturi verticale pe 1 șasiu fix datorită căruia se pot stabili vibrațiile. Platformele au lungime 1,52 m, lățime 1,04 m și înălțime 0,7 m pentru vagonete de 1 t capacitate.

Vagonetele încărcate prin acest dispozitiv are o capacitate mărită cu 8.5% deși se pare că au fost posibile confuzii. Media unei companii de măsurători arată o creștere de 6% a capacității de încărcare. Dispozitivul provoacă mult zgomot.

(N. R. Amintim că un dispozitiv asemănător a fost prezentat în revista sovietică „Ugol" (1951—1953) unde se conta pe o mărire a capacității de 30%).

Electro-mecanică

B. P. PASSMANN: O exploatare axată numai pe energia electrică **(Der vollstandiz auf Steom eingestellte Gruben betrieb)** Glückauf, ianuarie 1955, 91, p. 38—40, 4 tab., 3 fig.

Este vorba despre exploatarea La Houve, citată la congresul de la Liège. Capacitatea de producție a minei este de circa 700 000 t/an consumul specific de energie (fără aeraj) fiind de 1,04—3,86 kWh/t iar cel de aer comprimat de 400—122 m³ aer aspirat/t. La o mărire a capacității de producție de 550%, necesarul de energie electrică a crescut cu 380% iar cel de aer comprimat a coborît la o treime. Considerînd că pentru producerea a 10 m³ aer comprimat se consumă 1 kWh și deci consumul specific total de energie scade de la 41 la 16 kWh/t. Puterea totală instalată este de ordinul a 8 500 kW. Economia scontată datorită electrificării totale este

Preparare

L. T. OZOLIN: Despre principalii parametri ai zețajului Ob osnovîh parametrah otsadki), Gornîi Jurnal, 4/1955, p. 37—444, 7 fig.

Autorul tratează problema zețajului fracțiilor mici și fine de minereuri. Ideia folosirii unei înalte frecvențe este indicată pentru noile construcții de mașini de zețaj, aceasta ducînd atît la o reducere a numărului de unități cît și la reducerea lungimii unei unități. Amplitudinea oscilațiilor se alege în funcție de granulometria materialului preparat.

Tehnica securității

N. CHRPA: Folosirea diagramei i—x pentru controlul atmosferei în mină (Pouziti (—x diagramu pro skdovanibanskych klimatickych pomenu), Rudy III, 7, iulie 1955, p. 195—199, 4 fig.

In articol se tratează calculul termic al aerului. Se propune ca efectuarea controlului condițiilor tehnice de exploatare să se facă cu ajutorul diagramei Mollier. Se dau eexmple de bruscă mărire a conținutului de vapori de apă și căldură în atmosfera minelor și de folosire practică a diagramei i — x. Totodată se indică posibilitățile de îmbunătățire a condițiilor de lucru fără modificarea sistemului de aeraj existent.

K. PATTEISKY: Apariția și combaterea gazului de mină la exploatările de cărbune (Das Auftreten und die Abwehr des Grubengases beim Steinkihlenbergbau), Glückauf, vol. 91. nr. supliment august 1955, p. 5—18, 11 fig.

Se face o descriere a modului de formare a gazului de mină (grizuului), a concentrării lui în lucrările subterane, a modului de zăcămînt și a degazeificării rocilor înconjurătoare stratelor de huilă. De asemenea se arată cum decurge predegazeificarea rocilor însoțitoare ale unui strat de cărbune în curs de exploatare, influența ce are degajările de gaz ca urmare a degazeificării rocilor însoțitoare asupra atmosferei subterane (din mină) și deosebirile referitoare la locurile de degajare a gazului din rocile însoțitoare asupra atmosferei subterane. Studiul se încheie cu considerații asupra măsurilor de luat pentru micșorarea conținutului de metan din aerul ce iese din mină, asupra limitării pericolului datorit erupțiilor neașteptate și asupra scopului cercetării amestecurilor explozive.

Tematica „Revistei Minelor“ pe anul 1956

I. *Problema deschiderii de noi rezerve şi a investiţiilor miniere.*

a) Deschiderea zăcămintelor de lignit cu plane înclinate şi cu puţuri.
b) Mărirea vitezei de săpare a galeriilor.
 — Domeniul de aplicare a diferitelor procedee de perforare.
 — Alegerea corectă a schemei de amplasare a găurilor.
 — Noutăţi în domeniul operaţiei de perforare-împuşcare.
c) Mărirea vitezei de săpare a puţurilor.
d) Folosirea prefabricatelor de beton la susţinerea lucrărilor miniere.
e) Săparea cu ajutorul combinelor a galeriilor din minele de lignit.
f) Clasificarea rocilor din R.P.R.

II. *Probleme de exploatare*

a) Raţionalizarea circuitelor de aeraj.
b) Raţionalizarea aerajului secundar.
c) Susţinerea metalică a abatajelor.
d) Imbunătăţirea iluminatului subteran.
e) Noutăţi în domeniul rambleierii hidraulice şi pneumatice şi raţionalizarea acestora la minele din Valea Jiului.
f) Noutăţi în problema combaterii focurilor de mină.
g) Combaterea silicozei.
h) Legarea măsurătorilor topografice de suprafaţă cu cele din subteran.
i) Probleme topografice la străpungeri (teorie şi realizări).
j) Mărirea productivităţii muncii prin raţionalizarea metodelor de exploatare la zăcămintele de minereuri.
k) Explozivii antigrizutoşi.
l) Drenarea metanului.

III. *Probleme de electromecanică*

a) Deficienţe şi remedii în domeniul folosirii aerului comprimat în minerit.
b) Modernizarea şi automatizarea instalaţiilor miniere de aeraj.
c) Automatizarea instalaţiilor miniere de evacuarea apelor.
d) Mecanizarea muncilor grele în industria minieră.
e) Mecanizarea complexă şi integrală a transportului în industria minieră din ţară.
f) Mecanizarea tăierii în lignit prin crearea unui utilaj propriu.
g) Instalaţii de extracţie pentru săpări şi adînciri de puţuri.
h) Automatizarea instalaţiilor de extracţie minieră.
i) Utilaje miniere construite în ţară şi rezultatele obţinute cu acestea.
j) Maşini şi instalaţii miniere de abatare pentru mărirea productivităţii muncii.
k) Extinderea acţionării electrice la instalaţiile din industria minieră.
l) Modernizarea sistemelor de semnalizare şi comunicare în minerit.
m) Intreţinerea, controlul şi încercarea cablurilor de extracţie.
n) Stabilirea tensiunii electrice de transport în subteran.
o) Măsuri de protecţie împotriva electrocutărilor.
p) Reducerea consumului specific de energie electrică în minerit.

IV. *Probleme de preparare*

a) Prepararea cărbunilor cocsificabili în medii dense.
b) Cocsificarea lignitului.
c) Automatizarea în instalaţiile de preparare.
d) Folosirea izotopilor în prepararea minereurilor şi cărbunilor.
e) Introducerea de metode noi pentru prepararea :
 — minereurilor din R.P.R.
 — cărbunilor din R.P.R.
f) Imbunătăţirea proceselor tehnologice în instalaţiile de preparare.
g) Introducerea de noi reactivi la flotaţiile din R.P.R.
h) Prepararea minereurilor sărace
i) Imbunătăţirea controlului în instalaţiile de preparare (luarea probelor-metode de analiză şi interpretarea lor).

V. *Probleme de geologie*

a) Importanţa izotopilor radioactivi în geologie.
b) Importanţa prospecţiunii geochimice.
c) Organizarea activităţii geologice la o întreprindere minieră.
d) Amenajarea din punct de vedere al posibilităţilor geologice şi miniere a diferite regiuni ale ţării.
e) Rezultate comparate ale diferitelor metode de explorare.
f) Noi obiective miniere.

VI. *Probleme de organizare a muncii*

a) Analiza modului de aplicare a graficului ciclic la înaintări.
b) Analiza modului de aplicare a graficului ciclic în abataje.
c) Principii de organizarea birourilor topografice miniere.

VII. *Probleme economice*

a) Influenţa mecanizării asupra preţului de cost.
b) Propuneri pentru stabilirea unor norme raţionale.
c) Urmărirea economică a activităţii unei întreprinderi miniere.
d) Principii de normare tehnică a lucrărilor topografice din subteran.
e) Idem pentru activitatea geologică.

VIII. *Probleme de învăţămînt profesional*
IX. *Terminologie*

I. P. 2 — c. 5220

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

INDICAȚIUNI PENTRU AUTORI

Redacția roagă autorii să țină seamă la întocmirea manuscriselor, de următoarele:

1. Subiectele trimise spre publicare să fie în strînsă legătură cu tematica revistei și să reflecte munca și realizările de la locul de producție. Se pot trimite și subiectele nelegate de tematică.
2. Tratarea subiectelor să fie făcută la un nivel științific și tehnic ridicat cu consultarea literaturii de specialitate și într-un stil impersonal, clar, sobru și concis.
3. Se vor respecta regulile ortografice ale Academiei R.P.R., iar notațiile și termenii tehnici să fie în concordanță cu standardele în vigoare.
4. Expunerea să nu depășească 10—12 pagini dactilografiate.
5. Articolele să fie scrise la mașină, în dublu exemplar, pe o singură față a hîrtiei, la două rînduri, cu o margine în stînga de 5 cm, iar corecturile după dactilografiere să fie executate cu cerneală, citeț, pe ambele exemplare trimise.
   In mod excepțional articolele vor putea fi scrise și de mînă, însă numai cu cerneală, foarte citeț și tot pe o singură față a hîrtiei.
6. Articolele să fie însoțite de un rezumat complet și concis.
7. Articolele să fie însoțite de desene, grafice și fotografii, iar numărul lor să fie cel strict necesar înțelegerii textului. Desenele să fie executate în tuș negru, pe hîrtie de calc, respectîndu-se normele STAS. In cazul cînd în mod excepțional, vor fi executate cu creionul, desenele să fie curate și clare. Indicațiile sau notațiile de pe desene vor fi clare avînd dimensiunile de cel puțin 9×12 cm.
   Desenele, grafice și fotografiile trebuie trimise odată cu articolul, dar nu lipite pe manuscris, ci separat, adăugîndu-se și o listă a lor, cuprinzînd neapărat legendele respective.
   Fiecare desen sau fotografie va purta un număr de ordine corespunzător cu cel menționat în text. In textul articolului se va arăta locul figurilor.
8. Formulele să fie scrise de mînă, cu cerneală și foarte citeț. Indicii să fie scriși mai jos, iar exponenții mai sus, și unii și ceilalți, mai mici decît simbolurile.
9. Tabelele care vor sintetiza rezultatele cercetărilor să fie explicate și să se indice unitățile de măsură în care sînt alcătuite. Unitățile de măsură străine vor fi transformate în cele metrice. Titlurile rubricilor se vor scrie complet, fără prescurtări. Conținutul tabelelor va fi scris cu cea mai mare atenție pentru a se evita strecurarea erorilor.
10. Autorii sînt obligați ca la finele articolelor să indice bibliografia utilizată. Această indicare se va face în modul următor:
    Pentru tratate: numele autorului, titlul lucrării (în original și în traducere), localitatea și editura anul apariției, volumul, pagina.
    Pentru periodice: numele autorului, titlul revistei, (în original și în traducere), n-rul. anul, pagina.
11. Toate articolele vor fi semnate de autor. Autorii vor indica totodată citeț, numele și pronumele complet, adresa de la domiciliu, instituția unde lucrează și numerele de telefon (instituție sau domiciliu), spre a li se putea face comunicări în caz de nevoie.
12. Articolele care tratează rezultate de cercetări sau realizări vor purta în mod obligatoriu viza instituției respective.
13. In cazul cînd li se trimit corecturile, autorii sînt obligați să le restitue în termen de maximum 24 ore, neadmițîndu-se nicio modificare față de manuscrise.
14. Remunerarea articolelor și a desenelor se face potrivit tarifului în vigoare, după apariția articolului în revistă.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Industriei Cărbunelui — Redacția : București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon : 4.66.68 și 3.57.28 — Administrația și Casieria : Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.0004 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi : lei 96 anual : — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri : lei 30 anual; — Prețul unui exemplar : lei 5.

Intreprinderea Poligrafică Nr. 2 — C. 5220

Lei 5

E 1455

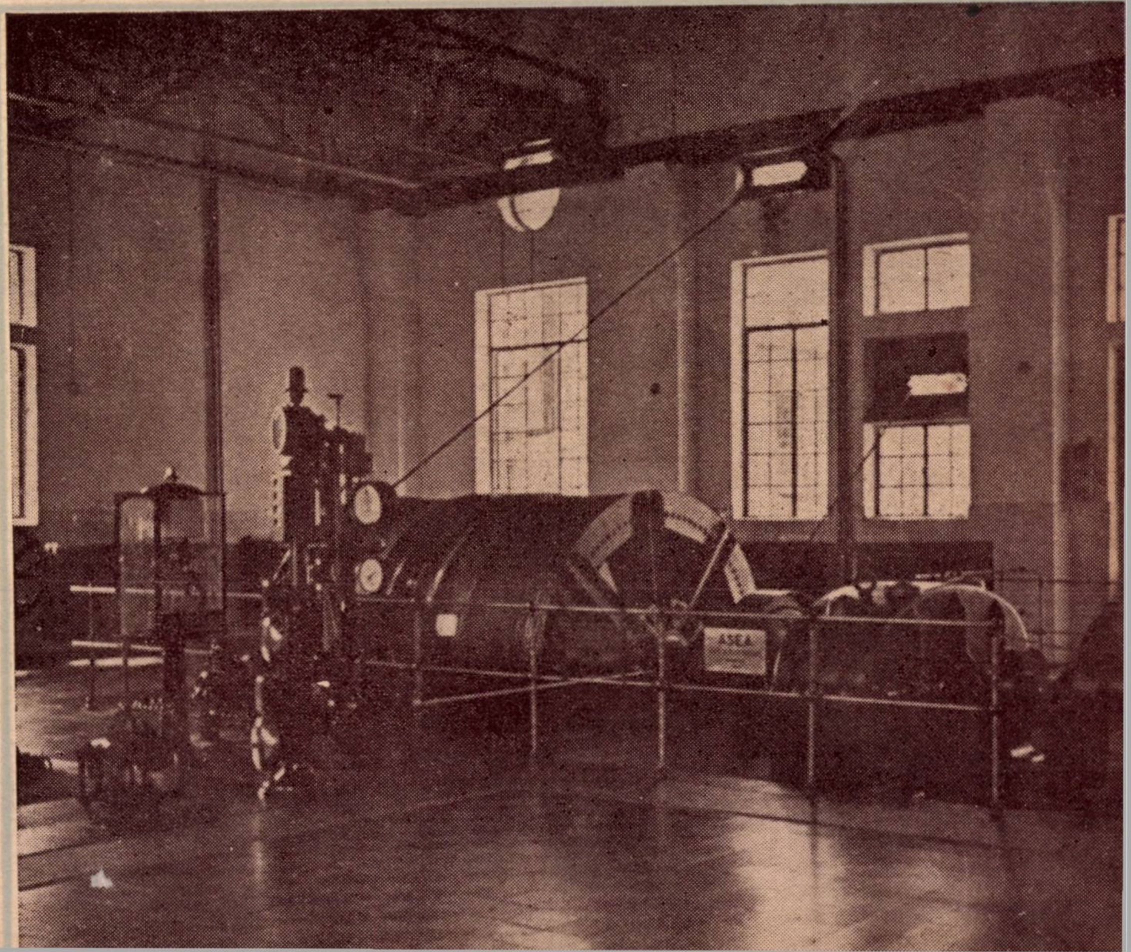
Institutul de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OБМЕН - CSERE
VÝMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

Revista
MINELOR

KAT

Országos Műszaki Könyvtár
Tulajdona

2
1956
ASIT



Februarie
1956
Anul VII
Nr. 2

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI INDUSTRIEI CĂRBUNELUI

⊙ APARE LUNAR SUB ÎNGRIJIREA UNUI COMITET DE REDACŢIE ⊙

REDACŢIA: BUCUREŞTI ● STR. ION GHICA, 3 ● TELEFON: 4.66.68, 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.
* * * : Hotărîrea Consiliului Central A.S.I.T. din 5 februarie 1956 57
GH. VANCI: Valorificarea substanţelor minerale utile din ţara noastră în lumina progreselor realizate în tehnica preparării (II) . . . 59
CONST. CREŢULESCU: Contribuţii la realizarea unui procedeu romînesc pentru brichetarea cărbunelui mărunt 77
R. FILIMON: Contribuţie la stabilirea nivelmentului trigonometric la distanţe mari . . . 79
C. SURPERCEANU: Mineralizaţii cupro-nichelifere cu conţinut de platin în piroxenitele din Banatul de sud 80
I. TEICH: Studiu introductiv privind analiza îndeplinirii ritmice a planului de producţie în industria carboniferă 90
V. HOEPFNER: Amortizarea ciocnirilor dintre împingător şi vagonet la instalaţiile de împins vagonete în colivii 97
NOUTĂŢI MONDIALE. 103
DOCUMENTARE TEHNICĂ 105

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
Постановление Центрального Совета АСИТ от 5-го февраля 1956 г. 57
Г. ВАНЧИ: Использование полезных ископаемых нашей страны в свете достижений в области техники обогащения (II) . . . 59
К. КРЕЦУЛЕСКУ: По вопросу осуществления румынского метода брикетирования угольной мелочи 77
Р. ФИЛИМОН: По вопросу определения формулы тригонометрической нивелировки на значительных растояниях — Влияние сферичности. 79
К. СУПЕРЧАНУ: Медно-никеленосные минерализации с содержанием платины в пироксенитах Южного Баната 80
И. ТЕЙХ: Вступительное исследование определения темпов выработки в угольной промышленности 90
В. ХОПФНЕР: Смягчение толчков между толкателем и вагонеткой на установках для заталкивания вагонеток в клеть 97
НОВОСТИ СО ВСЕГО СВЕТА 103
ТЕХНИЧЕСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ 105

SOMMAIRE

Page.
* * * : La décision du Conseil Central A.S.I.T. du Février 1956 57
GH. VANCI: La mise en valeur des substances minérales de notre pays, par de nouveaux procédés de preparation (II) 59
CONST. CREŢULESCU: Contribution à la fabrication des briquettes par un procédé roumain 77
R. FILIMON: Contribution à l'établissement du nivèllement trigonomètrique à grandes distances 79
C. SUPERCEANU: Concentrations de cuivre — nickel et platine dans les piroxénites du Banat Méridional. 80
S. TEICH: Etude introductive concernant l'analyse de la réalisation rytmique du plan de production dans l'industrie du charbon . . 90
V. HOEPFNER: L'amortisation des choques entre l'encajeur mècanique et la berline aux instalations pour l'encajement automatique des berlines dans les cages 97
NOUVEAUTÉS MONDIALES 103
DOCUMENTATION TECHNIQUE 105

INHALT

Seite.
* * * : Beschluss vom 5. Februar 1956 des Hauptvorstandes des wissenschaftichen Vereins rumänischer Ingenieurre und Techniker . . . 57
GH. VANCI: Die Verwertung der inländischen nutzbaren mineralischen Rohstoffe in anbetracht der in der Aufbereitungstechnik erzielten Fortschritte (II) 59
CONST. CREŢULESCU: Beitrag zur Ausarbeitung eines rumänischen Verfahrens zum Brikettieren von Feinkohle 77
R. FILIMON: Beitrag zur Berechnung von trigonometrischen Höhenmessungen bei grossen Entfernungen 79
C. SUPERCEANU: Platinhaltige Kupfer-Nickel-Erzführungen in den Pyroxeniten des Südbanats 80
I. TEICH: Einleitende Untersuchungsarbeit über die Bestimmung des Produktionsrythmus in der Kohlenindustrie 90
V. HOEPFNER: Dämpfung der Stösse bei mechanischen Aufschiebevorrichtungen . . . 97
NEUES AUS ALLER WELT 103
BUCHERSCHAU 105
TECHNISCHE DOKUMENTIERUNG . . .

Clişeul de pe **copertă**: *Maşină de extracţie cu tambur cilindric de la o mină din R.P.R.*

REVISTA MINELOR

ANUL VII ⊢ Nr. 2 ⊣ FEBRUARIE 1956

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Hotărîrea Consiliului Central A. S. I. T. din 5 februarie 1956

Consiliul Central A.S.I.T. întrunit la 5 februarie 1956 a dezbătut activitatea depusă de Asociaţie în anul 1955 şi sarcinile ce-i revin pentru înfăptuirea însemnatelor hotărîri ale celui de al II-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn. Pentru inginerii şi tehnicienii membri ai A.S.I.T., legaţi prin muncă şi preocupări de clasa muncitoare şi ţărănimea muncitoare, ca şi pentru întreaga Asociaţie, hotărîrile şi documentele Congresului partidului constituie un îndreptar nepreţuit care trebuie urmat pentru a putea aduce o contribuţie însemnată la îndeplinirea planului cincinal, dezvoltarea economiei socialiste, ridicarea nivelului de trai material şi cultural al poporului şi întărirea statului democrat popular. Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor i se cere să aducă un aport calificat la rezolvarea importantelor probleme tehnico-ştiinţifice şi tehnico-economice legate de ridicarea considerabilă a productivităţii muncii, reducerea preţului de cost şi îmbunătăţirea simţitoare a calităţii produselor.

In centrul preocupărilor Asociaţiei trebuie să stea problemele introducerii tehnicii noi şi tehnologiei avansate în producţia socialistă, generalizarea experienţei înaintate, stimularea şi sprijinirea iniţiativei creatoare a inovatorilor.

Asociaţiei îi revine sarcina de a promova în rîndurile inginerilor şi tehnicienilor rezultatele cercetărilor tehnico-ştiinţifice, ale tehnicii din U.R.S.S. şi alte ţări cu o industrie dezvoltată şi de a-i atrage la studierea măsurilor pentru aplicarea lor în economia R.P.R. Va trebui dată cea mai mare atenţie procedeelor moderne din toate ramurile de producţie, mecanizării şi automatizării proceselor.

Preocupările pentru introducerea tehnicii noi nu trebuie să abată atenţia inginerilor şi tehnicienilor de la folosirea tehnicii actuale a întreprinderilor; dimpotrivă, ei trebuie să dea cea mai mare atenţie îmbunătăţirii actualelor procedee de producţie şi modernizării utilajului pentru obţinerea indicilor celor mai favorabili de productivitate, calitate şi preţ de cost. Multe colective fruntaşe din întreprinderi au dovedit că tehnica actuală poate da mai mult; datoria organizaţiilor A.S.I.T. este să studieze experienţa cîştigată în acest domeniu, să o generalizeze ştiinţific şi să promoveze extinderea ei sistematică. Asociaţia are datoria să dezvolte pe o bază mai largă schimbul de experienţă, în cadrul lui să atragă cadrele cele mai valoroase de oameni de ştiinţă şi practicieni şi să creeze condiţii pentru a se desfăşura nestînjenită lupta de opinii pentru dezvoltarea noului în tehnica şi organizarea producţiei.

Pentru stimularea iniţiativei inovatoare, cercurile A.S.I.T. trebuie să încurajeze şi să sprijine cu toată căldura pe inovatori şi raţionalizatori, acordîndu-le un ajutor competent în rezolvarea propunerilor lor, orientîndu-le preocupările către cele mai importante probleme ale producţiei şi generalizînd inovaţiile care au o aplicaţie largă.

In agricultură, pentru ridicarea randamentului la hectar şi a productivităţii muncii, inginerii şi tehnicienii agronomi să fie orientaţi către folosirea pe scară largă a mecanizării, a metodelor agrotehnice înaintate, în condiţiile specifice de climă şi sol, a îngrăşămintelor chimice şi a mijloacelor moderne de combatere a dăunătorilor, a tehnicii hidroameliorative pentru punerea în valoare a terenurilor neproductive etc. Dezvoltarea activităţii caselor-laborator va da posibilitatea atragerii unui mare număr de ingineri şi tehnicieni la stabilirea ştiinţifică a agrotehnicii diferenţiate şi la promovarea ei în rîndul agricultorilor.

Pentru a contribui la asigurarea progresului neîntrerupt al tehnicii în economia naţională a ţării, Asociaţia trebuie să prezinte membrilor săi perspectivele dezvoltării tehnicii producţiei pe baza studierii căilor de dezvoltare a tehnicii mondiale şi mai ales a tehnicii sovietice prezentate in „Proiectul de directive al Congresului al XX-lea al P.C.U.S. cu privire la cel de al 6-lea plan cincinal". Faţă de uriaşele perspective pe care le are aplicarea paşnică a energiei nucleare, ca şi a rezultatelor din alte domenii ale fizicii, trebuie stimulat interesul inginerilor şi tehnicienilor pentru studierea şi dezbaterea problemelor aplicării în industrie şi agricultură a energiei nucleare, a electronicii, telemecanicii şi altele.

Dezbătînd problemele tehnicii moderne, activitatea Asociaţiei trebuie să formeze în rîndul inginerilor şi tehnicienilor o puternică opinie pentru perfecţionarea necontenită a producţiei prin introducerea tehnicii noi şi experienţei înaintate împotriva rutinii, stagnării şi stilului meşteşugăresc în muncă.

Introducerea tehnicii noi trebuie efectuată din punct de vedere al intereselor statului, cu maximum de folos pentru economia naţională, folosind acele sisteme de muncă şi procese de fabricaţie care duc la obţinerea celor mai înalţi indici de productivitate şi la consumuri minime de materiale şi muncă.

Inginerii şi tehnicienii din industrie sînt chemaţi să extindă organizarea producţiei de serie pe bază de linii tehnologice specializate, să reglementeze desfăşurarea în ritm uniform a producţiei şi să introducă norme cu motivare tehnică cu privire la consumul de materiale, energie şi muncă.

Pentru economisirea materialelor, ei trebuie să acorde o atenţie deosebită proiectării economice a maşinilor şi utilajelor, aplicării proceselor tehnologice perfecţionate şi folosirii înlocuitorilor corespunzători pentru materialele deficitare.

In cadrul Asociaţiei trebuie să se dea o orientare fermă inginerilor şi tehnicienilor ca să privească cu aceeaşi atenţie şi aspectul economic al activităţii lor tehnice: este necesar să se organizeze dezbateri în legătură cu profilarea, specializarea şi cooperarea reciprocă a întreprinderilor şi să se stabilească măsuri pentru aplicarea lor; de asemenea, trebuie să se ducă acţiuni de masă pentru stabilirea şi folosirea normelor de consum şi de lucru cu motivare tehnică.

In agricultură, prezintă mare însemnătate dezbaterile problemelor tehnico-economice ale sectorului socialist în plină dezvoltare.

Introducerea tehnicii noi în producţie, ca şi asigurarea unui progres neîntrerupt al tehnicii, sînt de neconceput fără o ridicare sistematică şi stăruitoare a pregătirii profesionale a muncitorilor, tehnicienilor şi inginerilor.

Este necesar ca în cadrul Asociaţiei să se organizeze acţiuni care să-i ajute pe muncitori să-şi însuşească o calificare corespunzătoare înzestrării tehnice a întreprinderilor, să-şi perfecţioneze neîntrerupt pregătirea tehnică astfel încît să folosească întreaga capacitate a maşinilor şi utilajelor moderne şi să aplice metode avansate de muncă. In acest scop, cercurile A.S.I.T. vor trebui să colaboreze mai intens cu Cabinetele tehnice organizînd conferinţe, instructaje, cursuri şi seminarii la care să atragă pe cei mai buni ingineri, tehnicieni şi fruntaşi în producţie.

Cercurile, filialele A.S.I.T. şi secţiile de specialitate sînt datoare să se îngrijească de ridicarea pregătirii tehnice a maiştrilor, întărind rolul şi răspunderea acestora în organizarea producţiei; de asemenea, trebuie să se acorde o mai mare atenţie inginerilor a căror răspundere în organizarea şi conducerea producţiei este hotărîtoare, astfel ca fiecare inginer să aducă contribuţia sa la perfecţionarea producţiei şi la dezvoltarea întrecerii socialiste.

Important în ridicarea pregătirii tehnice este informarea şi documentarea asupra procedeelor tehnologice noi de producţie, utilajelor şi maşinilor moderne, ca şi asupra organizării ştiinţifice a muncii; Asociaţia trebuie să intensifice folosirea mijloacelor moderne de propagandă tehnică (filme, expoziţii, tipărituri etc.) şi să organizeze o documentaţie tehnică cuprinzătoare pentru informarea inginerilor, tehnicienilor şi muncitorilor asupra tuturor problemelor ce-i interesează.

Publicaţiile Asociaţiei, Revistele şi gazeta Tehnica Nouă trebuie să dea cea mai mare atenţie promovării tehnicii înaintate, prezentînd-o în forme variate, punînd în dezbatere cele mai însemnate probleme ale dezvoltării producţiei socialiste, dînd soluţii care au cea mai bună justificare din punct de vedere tehnic şi economic, stimulînd şi influenţînd spiritul de creaţie al inginerilor şi tehnicienilor către obţinerea celor mai bune rezultate în producţie.

Pentru cuprinderea în întregime a sarcinilor ce revin Asociaţiei şi rezolvarea lor la un nivel corespunzător, este necesară dezvoltarea muncii de specialitate.

Centrul de greutate al activităţii Asociaţiei trebuie să fie în cercul A.S.I.T., care în strînsă legătură cu organele sindicale trebuie să-şi concentreze munca către studierea atentă şi generalizarea sistematică a experienţei inaintate a fruntaşilor în producţie, astfel încît să ajute marea masă a muncitorilor să se ridice la nivelul fruntaşilor.

Cercurile A.S.I.T. trebuie să sprijine colectivele întreprinderilor pentru introducerea pe scară largă a tehnicii noi şi a organizării superioare a producţiei, în deosebi prin folosirea rezervelor interne care duc nemijlocit la creşterea productivităţii muncii şi scăderea preţului de cost.

Filialele sînt datoare să conducă întreaga activitate a Asociaţiei din regiunea respectivă, îndrumînd secţiile de specialitate să pună în dezbatere problemele tehnico-ştiinţifice şi tehnico-economice ale producţiei, să stabilească concluzii şi să propună măsuri pentru aplicarea lor practică.

Secţiile de specialitate ale Consiliului Central A.S.I.T. ca organe de conducere a activităţii tehnico-ştiinţifice, trebuie să orienteze munca inginerilor şi tehnicienilor ca şi a colectivelor de specialişti spre rezolvarea celor mai însemnate probleme ale ramurii respective, contribuind la promovarea cu răspundere a soluţiilor şi metodelor înaintate.

Biroul Consiliului Central să organizeze activitatea secţiilor de specialitate şi a comisiilor pentru problemele tehnico-economice şi să înfiinţeze noi comisii care să contribuie la dezbaterea unor probleme complexe, care nu pot fi rezolvate de o singură secţie.

Este necesar ca în activitatea Asociaţiei să se extindă acele forme de muncă care s-au verificat ca bune şi eficace, şi anume: cercetarea situaţiei din întreprinderi pentru soluţionarea unor probleme ale producţiei, schimburi de experienţă cu întreprinderile ce folosesc tehnica nouă şi o organizare superioară a producţiei, şedinţe şi comunicări ştiinţifice în colaborare cu Institutele de Cercetări şi de învăţămînt superior şi altele.

Pe baza experienţei cîştigate este necesar să se întărească legăturile de colaborare cu ministerele, Academia R.P.R., Institutele de Cercetări şi de învăţămînt superior şi **să se dea cea mai mare atenţie legăturilor de muncă cu sindicatele,** astfel încît să se ridice nivelul ştiinţific al activităţii, să se introducă în practică concluziile stabilite în cadrul Asociaţiei şi să se ducă acţiuni comune pentru studierea şi generalizarea metodelor şi experienţei înaintate.

Indeplinirea sarcinilor pe care le are Asociaţia depinde şi de activitatea financiară; cercurilor şi filialelor A.S.I.T. le revine sarcina de a intensifica munca de încasare a cotizaţiilor individuale, colective şi altor venituri locale, precum şi de a asigura îndeplinirea planului de abonamente la publicaţiile Asociaţiei.

Filialele trebuie să folosească astfel fondurile ce le au la dispoziţie, încît acestea să asigure rezolvarea sarcinilor tehnico-ştiinţifice din planul de muncă.

In vederea respectării prevederilor statutare, în acest an se vor organiza adunările generale ale cercurilor A.S.I.T. şi conferinţele subfilialelor şi filialelor. Pentru întărirea aportului pe care Asociaţia trebuie să-l aducă traducerii în viaţă a directivelor cu privire la cel de al doilea plan cincinal, este necesar să fie convocat cît mai curînd Congresul A.S.I.T.

Se însărcinează Biroul Consiliului Central A.S.I.T. să întocmească lucrările pentru convocarea Congresului. Pentru discutarea şi aprobarea planului privitor la pregătirea şi desfăşurarea Congresului se va convoca o şedinţă extraordinară a Consiliului Central al A.S.I.T.

Consiliul Central A.S.I.T. se adresează tuturor membrilor Asociaţiei din industrie şi agricultură, chemîndu-i să se alăture muncitorilor pentru ridicarea nivelului tehnic în toate ramurile economiei naţionale şi obţinerea unei creşteri considerabile a productivităţii muncii, astfel încît să fie traduse în viaţă Directivele celui de al doilea plan cincinal.

Uniţi în jurul partidului şi guvernului care conduc cu înţelepciune poporul în lupta pentru pace, bunăstare şi progres, să păşim cu încredere şi hotărîre în noul plan cincinal şi să facem din Asociaţia noastră un sprijin de nădejde pentru realizarea sarcinilor trasate de Congresul al II-lea al P.M.R. pentru viitorul fericit şi luminos al patriei noastre.

Valorificarea substanțelor minerale utile din țara noastră, în lumina progreselor realizate în tehnica preparării (II)

Prof. ing. **Gh. Vanci**

In numărul 12/1955 al „Revistei Minelor", am examinat progresele realizate și tendințele ce se manifestă în străinătate în ultimii ani în tehnica preparării mecanice a substanțelor minerale utile. In continuare vom examina în acest articol situația și perspectivele problemelor de preparare mecanică în valorificarea bogățiilor subsolului nostru, văzute în lumina progreselor realizate în alte țări și a directivelor celui de al 2-lea Congres al P.M.R.

Posibilitățile de aplicare în țara noastră a progreselor realizate în domeniul preparării materiilor prime

Cercetările geologice făcute în ultimii ani au scos în evidență resursele importante de substanțe minerale utile ale zăcămintelor noastre, care pot asigura majoritatea industriilor cu materia primă de bază. Deși o parte din aceste bogății ale subsolului nostru erau cunoscute și în trecut, ele nu au fost decît parțial, iar unele nerațional valorificate. Un important progres în valorificarea acestor bogății s-a făcut în urma înlocuirii instalațiilor rudimentare de preparare mecanică din Munții Apuseni și în special din regiunea Baia Mare prin instalații de flotație și de cianurare și a construirii unor spălătorii moderne de cărbuni în Valea Jiului etc., care au permis prelucrarea unor cantități mai mari de minereuri și cărbuni și o mai rațională valorificare a acestor substanțe.

Aceste instalații nu au putat însă face față ritmului prodigios înregistrat de industria noastră minieră, în special odată cu lansarea primului plan cincinal, atît din cauza creșterii rapide a producției de minereuri și cărbuni cît și din cauza uzurii înaintate a majorității acestor instalații. Ca urmare a acestei situații majoritatea instalațiilor vechi au fost recondiționate sau complectate, construindu-se în plus o serie de unități noi, realizate în cea mai mare parte cu mijloace proprii și într-un timp foarte scurt. Lipsa unei suficiente experiențe în proiectarea instalațiilor și utilajelor de preparare — dintre care majoritatea construite pentru prima oară în țara noastră, — numărul limitat al sortimentelor de utilaje fabricate în țară, insuficienta cunoaștere a caracteristicilor minereurilor ce urmau a fi prelucrate și necunoașterea realizărilor din alte țări industriale, au avut ca rezultat construirea unor instalații nu întotdeauna adecvate din punct de vedere mecanic și tehnologic scopului urmărit. La aceste deficiențe se adaogă o serie de lipsuri de ordin organizatoric, care au condus la realizarea de indici tehnico-economici nesatisfăcători și la obținerea de produse necorespunzătoare din punct de vedere calitativ.

In cele ce urmează vom examina pe rînd problemele cele mai importante ce se pun din punct de vedere al preparării mecanice în diferitele noastre sectoare industriale, căutînd a scoate în evidență în special unele aspecte tehnice și economice pe care le considerăm că se încadrează în spiritul directivelor congresului al 2-lea al P.M.R. de a introduce tehnica nouă, de a mări productivitatea și a micșora prețul de cost.

★

A. **Pentru industria carboniferă,** directivele congresului prevăd pentru al 2-lea cincinal o creștere a producției cu 80—90% astfel ca în 1960 să se realizeze o producție de 11,5 milioane tone cărbuni necesare asigurării cu combustibil a tuturor sectoarelor industriale. Printre obiectivele mai importante, directivele prevăd construirea de noi termocentrale cu o putere totală de 500 000 kW, punerea în funcțiune a 2 noi baterii de cocs pentru o producție anuală de 400 000 t cocs metalurgic și construirea de fabrici de brichete pentru o capacitate anuală de 1 000 000 t brichete.

Aceste sarcini mari care revin industriei extractive se răsfrîng în egală măsură și asupra sectorului de preparare, sector în care vor trebui să se realizeze instalații noi de preparare și să se adapteze instalațiile existente scopurilor multiple și caracteristicilor deosebite ale diferitelor categorii de cărbuni.

---

*) Continuarea articolului apărut în „Revista Minelor" nr. 12/1955.

Pentru fabricarea cocsului, vin în discuție în primul rînd huilele din Banat și cărbunii aglutinanți din sectorul vestic al Văii Jiului și în al doilea rînd, cărbunii din sectorul estic al acestui bazin, care intervin ca degresanți, sub formă de semicocs, cu cantități reduse (15-20%) în rețetele de fabricare a cocsului.

Producția de cărbuni cocsificabili din regiunile amintite, neacoperind integral necesitățile de cocs metalurgic ale industriei siderurgice — deficit ce va fi și mai accentuat după punerea în funcțiune a noilor furnale prevăzute în directivele congresului P.M.R. — impun accelerarea studiilor pentru folosirea pe o scară mult mai mare a cărbunilor energetici din estul și centrul bazinului Văii Jiului, pentru fabricarea cocsului metalurgic după alte rețete decît cele ce stau la baza celor două uzine cocso-chimice de la Reșița și Hunedoara. Rezultă din cele de mai sus că în al 3-lea cincinal cărbunii din Valea Jiului vor constitui baza întregei producții de cocs din țară și ca atare atît spălătoriile existente cît și unitățile noi ce se vor construi în cincinalul al 2-lea vor trebui axate pe linia producerii în primul rînd a materiei prime necesare acestui scop.

Pentru realizarea acestui obiectiv va trebui în primul rînd să fie rezolvată problema măririi extracției și ameliorarea calității cărbunilor ce vor alimenta uzinele cocso-chimice, între aceste două probleme existînd o strînsă corelație, care va trebui să fie examinată în complexul procesului de elaborare a fontei. Avantajiile utilizării unui cocs de calitate superioară în furnalul înalt, reclamă livrarea unui cărbune spălat cu un conținut redus de cenușă ($<$ 8%) de sulf ($<$ 2%) și umiditate (6—10%). Cu excepția conținutului de sulf care, în stadiul actual al cercetărilor făcute cu cărbunii din țara noastră, nu poate fi coborît sub 2,5%, condițiile de cenușă și umiditate pot fi realizate, însă în dauna extracției de cărbuni și a prețului de cost. Astfel în cazul cărbunilor din Valea Jiului o scădere a conținutului de cenușe cu 1 punct, reduce conținutul de cenușe din cocs cu 1,6 puncte, ceea ce conduce la o scădere a consumului de cocs în furnal cu circa 3%; în schimb extracția de cărbuni spălați scade cu circa 5—6 puncte reducînd sensibil (cu circa 12—15%) cantitățile de cărbuni necesari pentru fabricarea cocsului după rețete clasice. Rezervele limitate de cărbuni cocsificabili ne fac să înclinăm mai mult către soluția unei ușoare majorări a cenușei din cărbunii spălați (pînă la max. 9%), cu atît mai mult cu cît măsurile tehnice pentru mărirea extracției de cărbuni pe care le vom analiza mai jos, îngreunează obținerea de produse cu cenușe mai scăzute.

In situația actuală extracțiile realizate în spălătoriile noastre nu sînt satisfăcătoare atît din cauza calității cărbunilor bruți supuși spălării cît și a defecțiunilor tehnologice și mecanice ale instalațiilor și a deficiențelor tehnico-organizatorice ale reglării și controlului procesului de spălare.

Lucrările intensive efectuate pentru dezvoltarea minelor existente și deschiderea de mine noi, creșterea gradului de mecanizare în abataje și măsurile pentru combaterea prafului, au condus la o creștere a umidității cărbunilor bruți, la o mărire a procentului de cărbuni mărunți și la îngreunarea alegerii sterilului în mină, elemente care influențează funcționarea normală a instalațiilor de preparare, construite pe alte premize decît cele actuale.

Pe de altă parte cerințele industriei siderurgice, care impun obținerea de produse de calitate superioară, reclamă adoptarea în instalațiile existente a unor fluxuri tehnologice mai complexe, care nu pot fi cu ușurință realizate cu utilajele cu care sînt înzestrate și care în cea mai mare parte nu se încadrează în evoluția și stadiul actual al tehnicei. Din cauze analoage în străinătate, în afară de uzinele de preparare noi construite, o mare parte din instalațiile vechi au fost parțial sau radical transformate, cum este de exemplu, cazul industriei carbonifere din Franța, unde în ultimii zece ani peste 30% din instalațiile de spălare cu jghiaburi au fost adaptate pentru spălarea în medii cu suspensii grele.

Deși tehnica preparării mecanice a cărbunilor se găsește încă într-un stadiu de tatonări, s-a conturat de pe acum o serie de concluzii și principii din care menționăm pe cele mai importante:

— înlocuirea alegerii manuale cu instalații de separare cu medii dense și sfărîmarea selectivă cu tamburi de sfărîmare;

— aplicarea pe scară largă, în locul spălării în jghiaburi, a preparării cărbunilor bucăți în medii cu suspensii grele, în una sau două trepte, și lărgirea cîmpului de aplicație a mașinilor de zețaj cu acționare pneumatică;

— spălarea cărbunilor mărunți în mașini de zețaj cu acționare pneumatică și mașini de zețaj de înaltă frecvență, hidrocicloane de joasă presiune cu medii dense și spirale Humphrey;

— obținerea a minimum trei produse de spălare-cărbuni-mixte-steril, în special în instalațiile pentru prepararea cărbunilor pentru cocs;

— separarea cărbunilor pentru cocs după componenții petrografici, pe cale uscată (sfărîmare selectivă și separare pneumatică) și prin flotație;

— extinderea flotației la tratarea șlamului pînă la dimensiuni de 1—2 mm în aparate cu agitare mecanică și însărăcirea în sulf a concentratelor prin folosirea de reactivi speciali;

— perfecţionarea metodelor de desecare a cărbunilor mărunţi şi fini cu site de desecare, centrifuge, silozuri, compartimentate etc.

In ţara noastră s-a făcut un pas înainte pe această linie încă de acum 3 ani cînd s-a trecut la transformarea şi amplificarea spălătoriilor din Valea Jiului, prin conjugarea vechilor instalaţii de spălare cu jgheaburi cu maşini de zeţaj pentru tratarea cărbunilor mărunţi (Lupeni şi Petrila) şi cu instalaţii cu suspensii grele pentru spălarea cărbunilor bucăţi (Lupeni), (fig. 1, 2).

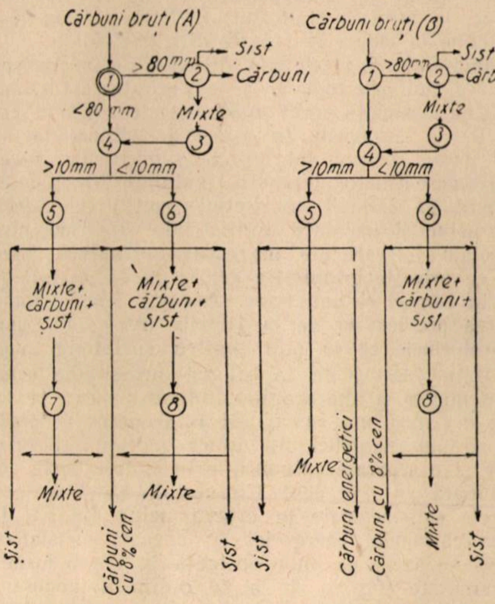

Cărbuni bruţi (A)
Cărbuni bruţi (B)
Şist
>80mm
Cărbuni
<80mm
Mixte
>10mm
<10mm
Mixte+ cărbuni+ şist
Mixte
Şist
Cărbuni cu 8% cen
Cărbuni energetici
Cărbuni cu 8% cen

Fig. 1. Schema actuală a preparării cărbunilor din Valea Jiului:
1 — ciuruirea blocuri; 2 — alegere manuală; 3 — sfărîmare mixte; 4 — preclasare; 5 — jgheaburi Rheo (> 8 mm); 6 — jgheaburi Rheo (< 8 mm); 7 — spălare cu medii dense; 8 — respălare prin zeţaj; A — Lupeni; B — Petrila.

La ora actuală aceste instalaţii nu sînt încă puse la punct şi prezintă încă o serie de deficienţe tehnologice şi mecanice care nu permit a trage concluzii categorice asupra eficienţei soluţiilor alese. Vom examina în cele de mai jos cîteva aspecte ale spălării cărbunilor din Valea Jiului şi Banat, cu excepţia spălătoriei pneumatice de la Secul, care — deşi din punct de vedere tehnologic dă rezultatele cele mai puţin satisfăcătoare — are o importanţă secundară din cauza procentajului redus cu care cărbunii de la această exploatare intervin în fabricarea cocsului.

Spălătoria de la Anina, construită acum 40 ani, tratează cărbunii de la minele Anina-Ponor prin alegere manuală şi zeţaj. Instalaţia este depăşită din punct de vedere tehnologic, şi se găseşte într-un stadiu înaintat de uzură mecanică, din care cauză extracţia de cărbune este cu mult sub cea posibilă a fi realizată într-o instalaţie modernă. Defecţiunile principale ale acestei instalaţii constau din punct de vedere tehnologic în lipsa unor unităţi care să permită extragerea unui produs intermediar susceptibil a fi supus unei noi spălări, nevalorificarea cărbunilor de granulaţie fină — care intervine cu un procentaj ridicat în compoziţia cărbunilor — şi lipsa unei desecări a cărbunilor mărunţi înainte de însilozare. Clădirea spălătoriei care a suferit avarii grave, în urma aprinderii haldinei de steril pe care a fost construită, şi clădirea separaţiei, care este neraţional folosită şi ocupată de o instalaţie de claubaj neadecuată şi exagerat dimensionată, permit totuşi recondiţionarea întregei instalaţii folosind în bună parte utilajele existente.

In fig. 3 este prezentată schema principială pe care o credem aplicabilă pentru tratarea cărbunilor de la această exploatare, şi care în esenţă ar consta din: înlocuirea alegerii manuale prin intercalarea în circuitul cărbunilor bruţi a unui tambur de sfărîmare; spălarea cărbunilor bucăţi (< 40—50 mm) într-o cuvă cu medii grele şi a cărbunilor mărunţi (6—10 mm) în actuala

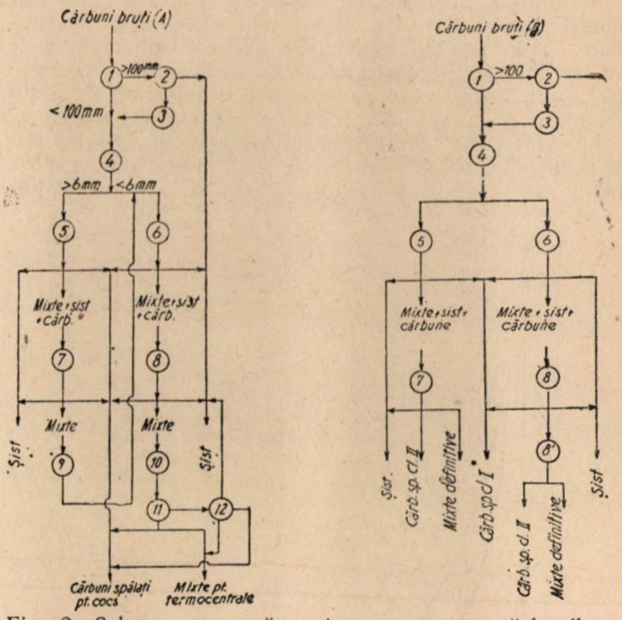

Cărbuni bruţi (A)
>100mm
<100mm
>6mm
<6mm
Mixte+şist +cărb.
Mixte+şist +cărb.
Mixte
Mixte
Şist
Şist
Cărbuni spălaţi pt. cocs
Mixte pt. termocentrale
Cărbuni bruţi (B)
>100
Mixte+şist+ cărbune
Mixte+şist+ cărbune
Şist
Cărb. sp. cl. II
Mixte definitive
Cărb. sp. cl. I
Cărb. sp. cl. II
Mixte definitive
Şist

Fig. 2. Schema propusă pentru prepararea cărbunilor din Valea Jiului:
1 — ciuruirea blocurilor; 2 — alegerea steril; 3 — sfărîmare mixte + cărbune; 4 — preclasare; 5 — Rheospălătoare (< 6 mm); 6. — Rheospălătoare (< 6 mm); 7 — spălare în medii dense; 8 — respălare prin zeţaj; 9 — sfărîmare mixte bucăţi; 10 — sfărîmare mixte mărunte; 11 — sep. prin zeţaj înaltă frecvenţă sau hidrocicloane; 12 — flotaţie.

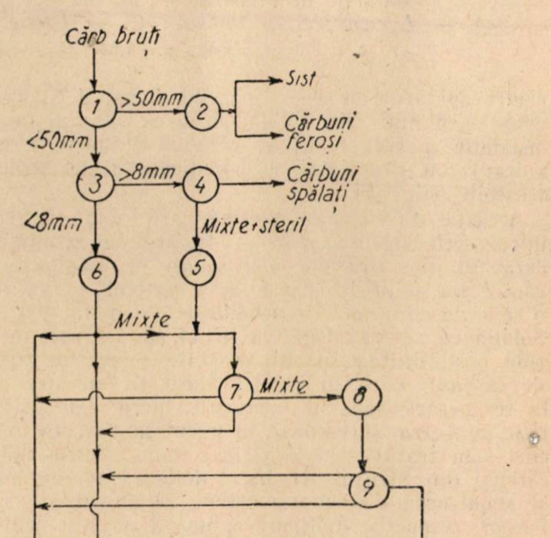

Cărb bruţi
>50mm
<50mm
Şist
Cărbuni feroşi
>8mm
<8mm
Cărbuni spălaţi
Mixte+steril
Mixte
Mixte
Cărbuni spălaţi
Şist
Mixte definitiv

Fig. 3. Schemă pentru prepararea cărbunilor de la Anina:
1 — tambur de sfărîmare; 2 — alegere manuală pentru cărbuni feroşi; 3 — preclasare; 4 — spălare în medii dense; 5 — sfărîmarea mixtelor; 6 — zeţajul cărbunilor mărunţi; 7 — respălarea mixtelor prin zeţaj; 8 — măcinarea mixtelor; 9 — flotaţia mixtelor şi şlamului.

instalație de zețaj, adaptată și pentru respălarea mixtelor mărunte și a mixtelor bucăți, în prealabil sfărîmate la < 6 mm; măcinarea mixtelor de la respălare la < 1 mm și flotarea lor împreună cu șlamul din apele de spălare; și desecarea pe ciururi sau cu centrifuge a cărbunilor mărunți și însilozarea lor împreună cu cărbunele flotat și filtrat.

Adoptarea unei scheme definitive urmează a se face numai după efectuarea unor studii sistematice de laborator și în special după cunoașterea rezultatelor ce le va da instalația provizorie de flotație, în curs de montare, și a încercărilor de măcinare a mixtelor, ce vor fi efectuate pe scară industrială la această instalație.

La spălătoria din Lupeni problemele tehnologice cele mai importante sînt legate de sincronizarea celor două trepte de spălare — Rheospălătoarele cu instalațiile pentru spălarea mixtelor cu medii dense și cu mașini de zețaj — și mai ales de sincronizarea spălării în aceeași instalație a trei feluri de cărbuni (Lupeni, Uricani și Vulcan), cu proprietăți de cocsificare și de spălare net deosebite (fig. 4).

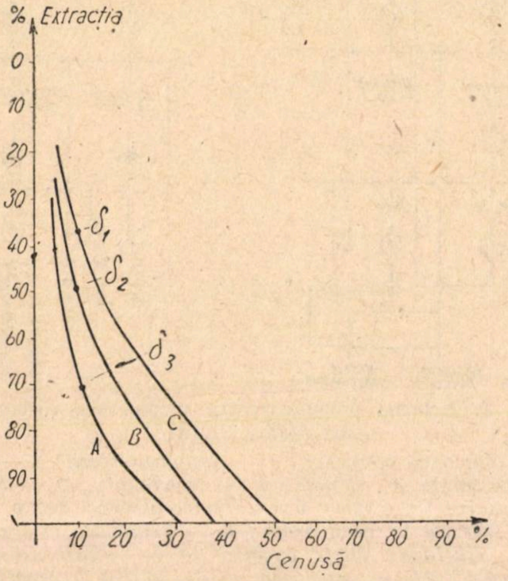


Fig. 4. Curbele de spălare integrale ale cărbunilor spălați în Preparația Lupeni:
A — Lupeni; B — Vulcan; C — Uricani.
$\delta_1 = 1{,}70$; $\delta_2 = 1{,}64$; $\delta_3 = 1{,}53$.

Această din urmă problemă care poate fi rezolvată într-o serie de variante — fiecare cu avantajiile și dezavantajiile inerente unor soluții de adaptare, asupra cărora nu vom insista în acest articol — va reclama o serie de completări și modificări ale instalației actuale. Soluția ce se va alege, va trebui să asigure, în primul rînd posibilitatea spălării separate a acestor trei feluri de cărbuni, care în cazul spălării în amestec conduce la recuperări sensibil inferioare, lucru demonstrat teoretic de Terra și verificat în trecut la această instalație, cînd s-au tratat separat și în comun diferite calități de cărbuni din stratul III. In al doilea rînd, va trebui să se stabilească capacitatea optimă de alimentare a jgheaburilor, respectiv înălțimea optimă a patului pentru evacuarea la aparatele Rheo a unui șist cît mai curat, în care scop este necesară prevederea cu autodeșistoare, atît a jghiaburilor pentru cărbunii bucăți, cît și celor pentru cărbunii mărunți. In al treilea rînd va trebui să se prevadă posibilitatea extragerii cărbunilor dispersați în mixtele de la a 2-a treaptă de spălare — medii dense și zețaj — și a fracțiunilor de cărbuni curați din mixtele barate, prin sfărîmare, respectiv măcinarea acestora la dimensiunile ce vor fi indicate de studii de laborator, urmată de tratarea lor în mașini de zețaj de înaltă frecvență, sau hidrocicloane, respectiv prin flotație. In această direcție trebuie efectuate încercări pe scară industrială pentru stabilirea condițiilor optime, care să asigure mărirea extracției de cărbuni cocsificabili. In ce privește rezervele ce se fac asupra folosirii șlamului la fabricarea cocsului, din cauza umidității lui mari și a neomogenității amestecului, ele pot fi sensibil reduse prin desecarea mărunților cu centrifuge și omogenizarea înainte de însilozare a amestecului de cărbuni mărunți și a șlamului flotat și eventual prin încercări de a se mări viteza lor de desecare în silozuri prin adaos de uleiuri la filtrarea șlamului, metodă aplicată cu rezultate bune la cîteva instalații din străinătate.

La spălătoriile de la Petrila dificultățile în problemele de spălare sînt determinate de necesitatea de a obține produse cu destinații mult mai variate decît în cazul spălătoriei de la Lupeni. In afară de cărbunii mărunți, spălați special pentru fabricarea semicocsului necesar uzinelor cocso-chimice, această instalație livrează cantități mari de cărbuni energetici pentru calea ferată, diferite uzine și instalații industriale și termocentrale, care reclamă o varietate mare de sortimente, diferite atît în ce privește granulația cît și în ce privește conținutul în cenușă și umiditate. Această situație impune rezolvarea problemelor de la Petrila într-o altă lumină decît problemele ce se pun pentru spălătoria Lupeni. Astfel ținînd seama de faptul că necesitățile actuale pentru semicocs și alte scopuri industriale care cer cărbuni cu o cenușă mai mică, pot fi acoperite de producția de cărbuni energetici, nu apare oportună sfărîmarea mixtelor și o separare exigentă prin flotație, care poate fi combinată cu procedeul Convertal, experimentat cu rezultatele satisfăcătoare la cîteva uzine din alte țări. Spălarea cărbunilor energetici în această instalație va trebui să se axeze pe linia aplicată în cîteva instalații din străinătate (fig. 5) de a se obține 4 produse: un cărbune cu cenușe mică pentru scopuri speciale, un cărbune cu cenușă mai ridicată pentru diferite industrii și pentru brichetare, mixte pentru termocentrale și steril. Realizarea sorturilor cu cenușă scăzută este necesară nu numai pentru acoperirea necesităților viitoare pentru fabricarea cocsului din cărbuni energetici ci și pentru asigurarea cu combustibili de bună calitate a anumitor consumatori cum este de exemplu calea ferată. Considerăm că în situația actuală — față de dispozitivele de ardere ale locomotivelor noastre — livrarea de cărbuni cu o cenușă ridicată (17—20%) se traduce defavorabil pentru economia națională, datorită creșterii cheltuielilor de transport, a pierderilor mecanice mai mari și a scăderii puterii de tracțiune a locomotivelor etc., care, în final conduc la o creștere a prețului tonei kilometrice. Din diagrama din fig. 6, rezultă astfel că o spălare la o cenușă peste 13—15% nu conduce la un bilanț sensibil mai bun al caloriilor pe tona de cărbuni bruți. In cazul spălării la o cenușă mai scoborîtă a cărbunilor destinați transporturilor feroviare, bi-

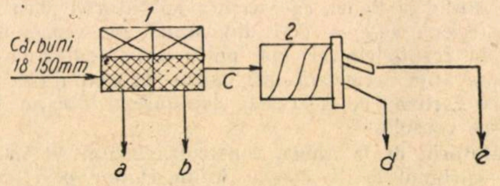


Fig. 5. Schema principială a spălării cărbunilor în patru produse, aplicată la o instalație străină:
1 — mașină de zețaj cu două compartimente, funcționînd cu un mediu dens de 1,55; 2 — tambur de spălare cu medii dense
a — șist definitiv, separat prin zețaj cu medii dense la o duritate aparentă de 2,2—2,3; b — mixt șistos conținînd circa 20% C (pentru gazeificare); c — mixte + cărbuni; d — cărbuni calitatea I-a; e — cărbuni calitatea a II-a.

lanțul caloric pe tona de cărbuni este net superior, datorită cantităților de produse intermediare care pot fi valorificate cu randamente mult mai mari, dacă din aceste produse intermediare o parte — conținînd cărbunii dispersați și fracțiuni mai curate de mixte — se va extrage un sort cu cenușa acceptabilă pentru alte scopuri industriale (brichete, etc.) urmînd ca numai mixtele definitive ce vor rezulta din această operație să fie arse în termocentrale.

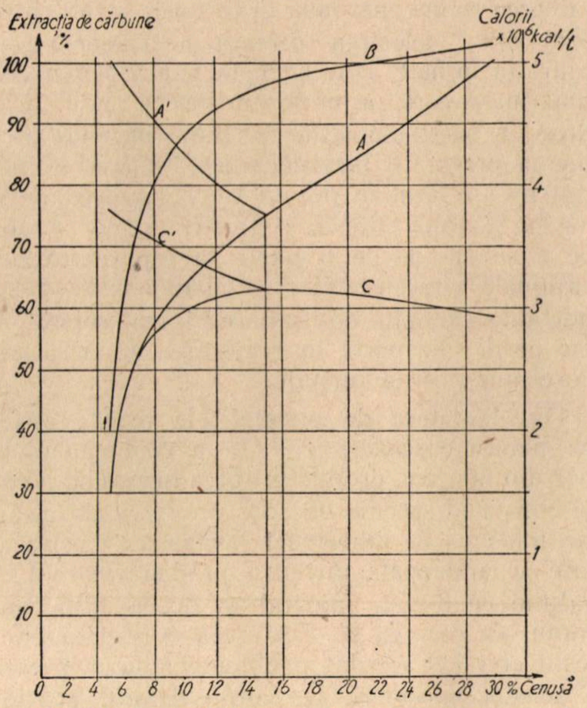


Fig. 6. Bilanțul caloriilor pe tona de cărbuni bruți: *A — curba de extracție a cărbunilor; A' — recuperarea de mixte cu 45% cenușă; B — curba caloriilor teoretice din cărbuni spălați, rezultați din o tonă cărbuni bruți; C — curba caloriilor utile din cărbuni spălați în cazul utilizării lor pentru locomotive; C' — surplusul de calorii utile, din folosirea mixtelor la termocentrale.*

Una din problemele comune pentru cele 2 spălătorii din Valea Jiului și valabilă și pentru celelalte instalații ce se vor construi, o constituie limpezirea apelor, actualmente nesatisfăcător rezolvată. In această privință vor trebui întreprinse cercetări sistematice, atît pe linia de conjugare a diferite aparate — hidrocicloane, centrifuge, îngroșătoare și filtre — cît și pe linia folosirii diferiților electroliți și aerosoli care să acționeze asupra elementelor fine sau coloidale dispersate în apele rezultate de la îngroșare sau filtrare.

O altă problemă esențială, care se pune pentru instalațiile din Valea Jiului, este problema apei necesară procesului de spălare și flotație, care — ținînd seama de creșterea producției ce va trebui tratată și a metodelor noi ce vor trebui aplicate — va fi sensibil mai mare și va trebui să satisfacă o serie de condiții, în special pentru flotație.

Problemele ridicate în legătură cu spălătoriile de la Lupeni și Petrila vor trebui avute în vedere la proiectarea spălătoriilor noi, destinate a prelua producția crescîndă a minelor ce se vor deschide sau care sînt în curs de dezvoltare. Problemele ce le ridică construirea acestor noi unități privesc atît alegerea celui mai rațional flux tehnologic cît și alegerea utilajelor celor mai corespunzătoare și în concordanță cu progresele înregistrate în acest domeniu în străinătate. Literatura cea mai recentă și comunicările făcute la diferitele congrese internaționale ce au avut loc în ultimii ani, au scos în evidență, pe lîngă numeroase și importante realizări în tehnica preparării cărbunilor, și o serie de opinii contradictorii, unele destul de subiective, exprimînd interesele diferitelor firme constructoare de mașini sau deduse din cazuri particulare specifice anumitor uzine. Așa cum am subliniat și cu altă ocazie, o mare parte a realizărilor obținute în ultimii ani reclamă încă verificări pe o durată mai lungă, puneri la punct sau chiar modificări esențiale, ceea ce implică o suficientă prudență în adaptarea unei soluții definitive, și care este justificată în cazul Văii Jiului de caracteristicile diferite ale acestor cărbuni și a problemelor complexe cerute de valorificarea lor optimă.

O altă problemă care trebuie să fie rezolvată în cincinalul al 2-lea este legată de valorificarea cărbunilor superiori proveniți din exploatarea minelor mai mici, cum sînt cele din Banat (Cozla, Baia Nouă, Lupac, Doman etc.). Capacitățile mici ale acestor exploatări nu justifică în general înzestrarea lor cu instalații individuale de preparare; pe de altă parte tratarea lor într-o singură instalație — așa cum se procedează în străinătate în cazuri similare — este îngreunată de dispersiunea geografică a exploatărilor și de caracterele diferite ale acestor cărbuni. Umiditatea în general redusă a acestor cărbuni, ar putea pune problema construirii unor unități mici fixe sau demontabile, care să poată prelucra pe cale pneumatică și după un flux simplificat producția acestor exploatări sau a altora similare. O excepție de la această linie, o face exploatarea Cozla, care — datorită rezervelor mai importante de care dispune și a calității excepționale a acestor cărbuni din punct de vedere al cocsificării (abstracție făcînd de conținutul lor ridicat în sulf) — va trebui înzestrată cu o instalație de spălare umedă, adecuată caracteristicilor acestor cărbuni, care fiind foarte friabili, conțin o cantitate mare de fracțiuni fine (30% < 1 mm). Studii făcute anterior de autor și recent de ICEPROC, au indicat posibilitatea spălării și flotării acestor cărbuni în condițiuni satisfăcătoare. Prin sfărîmarea selectivă a granulației mai mari de 10 mm, putîndu-se elimina sterilul ca refuz al ciuruirii pe o sită de 10 mm, schema tehnologică a acestei instalații s-ar reduce la zețajul unei singure clase de cărbuni și flotarea slamului sub 1 mm, lucru ce se poate realiza prin adaptarea vechei instalații de spălare de la Biger.

Una din cele mai importante probleme ce se pun industriei carbonifere în al 2-lea cincinal, este dezvoltarea exploatării minelor de lignit și valorificarea rațională a acestor combustibili, ale căror rezerve depășesc pe cele din Valea Jiului, și din care unele vor fi puse în curînd în exploatare prin deschideri la zi. Din punct de vedere al preparării acestor combustibili, realizările din trecut se limitează la cîteva stații de sortare și de deshidratare. Conținutul ridicat de cenușă (30—55%) și apă (25—45%) al acestor cărbuni, a constituit o frînare în valorificarea lor în afară de termocentralele și transportul feroviar pe liniile secundare. Dacă din punct de vedere al reducerii umidității, deshidratarea a rezolvat într-o măsură înobilarea sorturilor mai mari, din punct de vedere al descenușării problema n-a fost pînă în prezent satisfăcător rezolvată, decît într-o măsură redusă prin îndepărtarea granulației mai mici (< 30 mm). Incercările de brichetare cu lianți, efectuate cu lignitul uscat și în special cu cel semicarbonizat, au condus la obținerea de brichete bune din punct de vedere mecanic, dar caracterizate printr-un procent foarte ridicat de cenușă. Problema esențială care trebuie rezolvată pentru folosirea în condițiuni raționale a lignitului sub formă de brichete, rezidă deci în reducerea conținutului de cenușă a materiei prime. In această direcție, problemele de preparare mecanică a lignitților, sînt dificile și cu unele excepții — dintre care menționăm rezultatele pozitive obținute în U.R.S.S. cu lignitții xiloizi din Urali — ele nu au găsit nici în alte țări o rezolvare industrială satisfăcătoare. Incercări de laborator făcute recent în țară în cadrul Academiei R.P.R. cu lignitții din diferitele regiuni, au dovedit totuși posibilitatea spălării cu rezultate bune a unora dintre acești cărbuni. Dacă aceste rezultate vor fi confirmate prin încercări industriale, — problema punîndu-se în acelaș fel și pentru uscarea în pat fluidizat, încercată cu rezultate pozitive de ICEPROC — se poate considera rezolvată problema fabricării unui combustibil domestic de bună calitate. Deosebit de perspectivele de descenușarea umedă a lignitților considerăm interesant de a iniția încercări sistematice de descenușare pe cale pneumatică a lignitților în prealabil uscați sau parțial carbonizați.

In paralel cu aceste încercări de preparare mecanică, vor trebui intensificate și puse la punct încercările de deshidratare a lignitților în instalațiile existente, brichetarea semiindustrială a lignitților cu emulsii apoase de smoală (care au dat rezultate satisfăcătoare în laborator), încercări privind reducerea degradării lignitților etc. pentru a se putea stabili încă în primul an al cincinalului linia cea mai rațională pe care urmează a se face valorificarea acestor combustibili. Cristalizarea din timp a acestor probleme este cu atît mai necesară cu cît ele au o serie de puncte de tangență cu problemele ce se pun pentru valorificarea celorlalți cărbuni energetici și în general cu toate problemele privind politica combustibililor și energiei în țara noastră.

B. **Privitor la dezvoltarea industriei siderurgice** directivele congresului P.M.R. prevăd pentru al 2-lea cincinal „lărgirea bazei de materii prime — minereuri de fier și mangan — din minele existente, pregătindu-se în paralel deschiderea de mine noi, astfel ca producția ce se va realiza în 1960 să fie pentru minereurile de fier de 2,6 ori și pentru cele de mangan de 1,8—2 ori mai mare decît producția realizată în 1955". Intrucît din cauza volumului mare a lucrărilor de deschidere și de pregătire reclamate de punerea în exploatare a minelor mai sus menționate, producția de minereuri din acestea, neputînd interveni decît cu o pondere mică, va fi necesar să se intensifice în mod deosebit exploatarea zăcămintelor mai vechi, în special exploatarea la zi de la Teliuc. Exploatarea rațională și intensivă a acestor mine va conduce însă la o scădere a conținutului de metal din minereu făcînd oneroasă și în unele cazuri chiar prohibitivă, folosirea directă a acestor minereuri în furnale. Din această cauză pentru cea mai mare parte a minereurilor ce vor fi produse în acest cincinal, se pune imperios problema preparării lor mecanice. In acest domeniu nu s-a făcut la noi în trecut aproape nimic — cu excepția cîtorva realizări timide — ceea ce a condus pe de o parte la exploatarea nerațională a zăcămintelor — abandonîndu-se importante cantități de minereuri mai sărace — iar pe de altă parte la realizarea de indici necorespunzători la furnale.

Din literatura de specialitate rezultă astfel că pentru o scădere cu 1% a conținutului de fier din minereu, productivitatea furnalului scade și consumul specific de cocs crește cu circa 3%, iar folosirea de minereuri neclasate și neîncărcate separat poate micșora productivitatea furnalului cu 3—5% mărind în acelaș timp consumul de cocs cu 2—3%, ceea ce explică interesul crescînd acordat problemelor de preparare a acestor minereuri. De altfel datorită marilor avantajii pe care le prezintă folosirea unui minereu de calitate superioară în procesul de elaborare a fontei, cantitățile de minereuri de fier supuse preparării mecanice au crescut într-un ritm rapid, chiar în țările cele mai bogate din lume, cum este de exemplu U.R.S.S., unde procentul de minereuri de fier supuse preparării este prevăzut să crească în următorii ani pînă la 70%. Un alt factor care a determinat extinderea operațiilor de preparare mecanică în sectorul siderurgic, îl constituie marile avantajii ale aglomerării minereurilor mărunte, care a făcut posibilă și a mărit interesul și pentru valorificarea prin metode de preparare mecanică a minereurilor mai sărace sau cu o concreștere mai fină.

Dintre metodele de preparare mecanică aplicate în cazul minereurilor de fier, cele mai des folosite sînt procedeele gravimetrice — în ultimii ani în special separarea în medii cu suspensii grele — și procedeele magnetice, cu sau fără prăjire prealabilă. In mod deosebit, trebuie subliniată dezvoltarea luată în ultimul timp, de prăjirea mangetizantă, aplicată cu foarte bune rezultate și în cazul sideritelor.

Alegerea manuală tinde să fie înlocuită — ca și în cazul cărbunilor — prin separare în medii dense, în timp ce spălarea în tamburi se aplică — în ultimul timp în combinație cu hidrocicloanele — numai la minereuri argiloase, iar flotația în cazuri izolate pentru minereuri cu hematită și mai ales pentru îndepărtarea sulfurilor nocive. In general, fiind dată ocurența în acelaș zăcămînt a diferite categorii de minereuri, schemele tehnologice în cazul minereurilor de fier sînt destul de complexe după cum arată schema tehnologică din fig. 7 a unei instalații moderne construite în ultimii ani în străinătate.

In afară de metodele de preparare mecanică, care combinate cu brichetarea și mai ales cu aglomerarea au deschis drumul pentru valorificarea minereurilor sărace și foarte sărace (20—25% Fe), trebuie menționată creșterea interesului în ultimul timp pentru procedeul **Krupp-Renn** aplicat în special în R.C.S. pentru valorificarea directă a minereurilor sărace și silicioase și a furnalelor cu cuvă scundă, experimentate cu succes pe scară industrială în R.D.G. și care permit folosirea de minereuri sărace și de cocs de calitate inferioară.

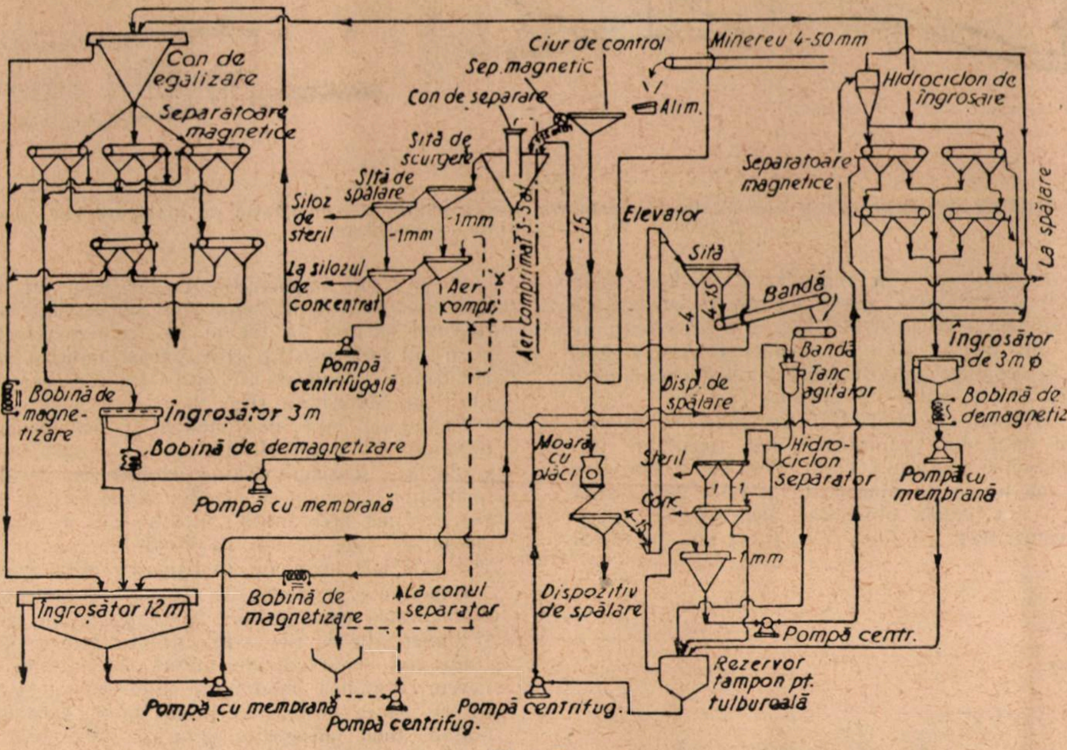

Con de egalizare
Separatoare magnetice
Siloz de steril
Sită de spălare
Sită de scurgere
Con de separare
Sep. magnetic
Ciur de control
Minereu 4-50 mm
Alim.
Hidrociclon de îngroșare
Separatoare magnetice
La spălare
-1mm
-1mm
La silozul de concentrat
Aer compr.
Aer comprimat 5-3 at
-15
Elevator
Sită
-4
4-15
Bandă
Bandă
Tanc agitator
Disp. de spălare
Îngroșător de 3 m ⌀
Bobină de demagnetiz
Pompă centrifugală
Bobină de magnetizare
Îngroșător 3 m
Bobină de demagnetizare
Pompă cu membrană
Moară cu plăci
Steril
Hidrociclon separator
Conc
-1
-1
-15
-1mm
Pompă cu membrană
Îngroșător 12 m
Bobină de magnetizare
La conul separator
Dispozitiv de spălare
Pompă centr.
Rezervor tampon pt. tulbureală
Pompă cu membrană
Pompă centrifug.
Pompă centrifug.

Fig. 7.

Minereurile din țara noastră, care în marea lor majoritate trebuie considerate ca făcînd parte din categoria minereurilor sărace sau foarte sărace, sînt susceptibile a fi prelucrate prin toată gama metodelor susamintite. Insuficienta cunoaștere a caracteristicilor minereurilor din zăcămintele noi și încercările limitate ca număr în ce privește comportarea acestor minereuri și a celor din zăcămintele în exploatare, nu permit însă să se tragă concluzii categorice asupra procedeelor optime ce pot veni în discuție și nici asupra naturii instalațiilor în care aceste minereuri urmează a fi prelucrate. In linii mari pe baza acestor studii sumare și prin analogie cu unele minereuri asemănătoare din străinătate, se pot întrevederea următoarele soluții:

Pentru minereurile magnetitoase din Banat, al căror conținut variază în jurul a 30—40% Fe, problema preparării se pune în special în legătură cu conținutul lor destul de ridicat de sulf și cupru, care în anumite cazuri ajunge pînă la 0,9—1% Cu și 2—3% S. Incercări de laborator efectuate în 1953 de ICEMET au indicat posibilitatea îmbunătățirii sensibile a calității acestor minereuri prin flotație și separare magnetică, obținîndu-se, cu extracții în metal de 85—95%, concentrate de fier cu 60% Fe și cu un conținut redus de sulf și cupru (0,05 Cu și 0,1% S) și concentrate de cupru cu 20—25% Cu.

Mai dificilă și mai puțin conturată este problema preparării mecanice a minereurilor din regiunea Teliuc-Ghelar — care constituie sursa principală de minereuri din țara noastră — și care sînt alcătuite în marea lor majoritate din siderită și subordonat din ankerit și limonit. Actualmente aceste minereuri se livrează, după o prealabilă și sumară sortare, direct uzinelor metalurgice unde — după prăjire — sideritele sînt încărcate în amestec cu minereuri din import. Cum s-a amintit, intensificarea lucrărilor de exploatare, făcînd în viitor imposibilă sau foarte grea o selecționare la mină a minereului de ganga, conținutul mai redus al minereului exploatat nu va mai face posibilă folosirea lui directă la prăjire și topire în furnal. Caracteristicile acestor minereuri, în care siderita, fin concrescută cu calcita, formează asociații mai grobe cu ganga calcaroasă, fac posibilă prepararea lor:

— fie prin sfărîmarea minereului la cca 50—60 mm, pentru desfacerea asociațiilor grobe dintre gangă și masa mineralizată de siderită, urmată de separare gravimetrică cu lichide grele sau de metode gravimetrice combinate;

— fie prin prăjirea magnetizantă a minereului în prealabil sfărîmat la 20—30 mm urmată de măcinarea la $<$ 2—3 mm a materialului prăjit și separarea lui magnetică.

Prima soluție este din punct de vedere tehnologic mai simplă și mai ieftină, însă va conduce probabil la obținerea unor produse sensibil apropiate de calitatea celor livrate actualmente cînd se face exploatarea selectivă a zăcămîntului.

Soluția a doua este din punct de vedere tehnologic mai complexă și mai scumpă, însă susceptibilă de a conduce la rezultate superioare din punct de vedere al extracției în metal și al calității produselor obținute.

Pentru stabilirea soluției optime de preparare a acestor minereuri vor trebui întreprinse încercări sistematice, în special în instalații pilot adecvate acestui scop și complectate cu încercări metalurgice, pentru a scoate în evidență o serie de parametri și indici tehnico-economici, care sînt hotărîtori în aprecierea rezultatelor obținute.

Probleme deosebit de importante din punct de vedere al preparării se pun în legătură cu valorificarea minereurilor din zăcămintele noi, care sînt caracterizate printr-un conţinut redus de fier şi în general prin gradul lor foarte înaintat de concrescenţă. Unele din aceste minereuri prezintă o analogie chimică şi structurală cu minereurile considerate foarte sărace din alte ţări, puse recent în exploatare pe scară mare, cum este cazul cuarţitelor magnetitoase din regiunea Krivoi-Rog, unde s-a construit o instalaţie gigantică pentru prepararea pe cale magnetică a circa 40 000 t/zi şi a taconitelor de la Mesabi din S.U.A. supuse preparării prin metode combinate de separare gravimetrică şi magnetică într-o instalaţie de acelaşi ordin de mărime (fig. 8).

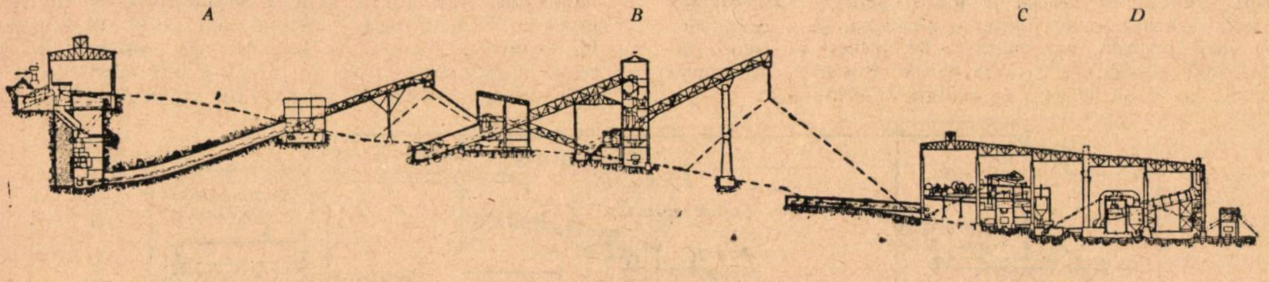


Fig. 8.
A — instalaţia de antezdrobire ; B — instalaţia de sfărîmare intermediară ; C — instalaţia de măcinare fină, concentrare şi filtrare ; D — instalaţia de peletizare.

Incercări efectuate de ICEMET cu minereuri asemănătoare din unul din zăcămintele noi, constituite din cuarţite amfibolice conţinînd circa 25% Fe — din care circa 80% sub formă de magnetită şi restul sub formă de silicaţi — au permis obţinerea prin separare magnetică de concentrate cu 55% Fe şi extracţii în metal de ordinul 85—90. Incercările efectuate cu un alt tip de minereu, provenit dintr-un zăcămînt constituit din gabrouri cu magnetită şi ilmenită şi conţinînd circa 13%Fe, 4—5% Ti/O2 şi 0,06%V, au permis obţinerea pe aceeaşi cale de concentrate cu 40% Fe şi 0,3% V. Rezultate analoage pot fi scontate şi la prepararea minereurilor sărace de magnetită din scarnurile granatice din Banat, asemănătoare cu minereurile mai bogate de magnetită din această regiune, dar mai fin impregnate în masa rocii şi cu un conţinut foarte redus de sulfuri.

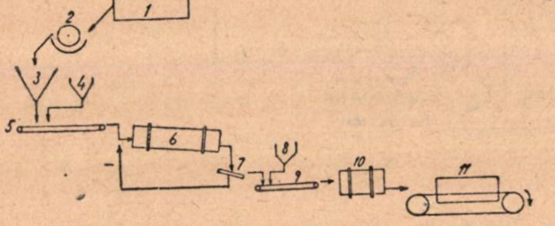


Fig. 9. Schema unei instalaţii de peletizare:
1 — instalaţia de preparare mecanică (0,2 mm) ; 2 — filtru ; 3 — siloz pentru materialul filtrat ; 4 — siloz pentru bentonită ; 5 — bandă de alimentare şi amestec ; 6 — tambur pentru aglomerare mecanică cu pelete de 10—20 mm ; 7 — ciur ; 8 — siloz pentru praf de cărbune ; 9 — bandă de alimentare şi amestec; 10 — tambur de pudrare cu cărbune ; 11 — cuptor de sintetizare pe bandă.

Un rol determinant în definitivarea soluţiilor ce vor fi date preparării acestor minereuri îl are caracterul acid sau bazic al gangei acestora sau a produselor obţinute. Astfel, minereurilor sărace din scarnurile din Banat, amintite mai sus cît şi minereurilor sărace dintr-un alt important zăcămînt, pus recent în evidenţă, şi care conţine circa 20% Fe — în cea mai mare parte sub formă de hematit — caracterul autofondant al gangei le pot face direct, sau numai după o sumară preparare mecanică, utilizabile în cuptoare cu cuvă scundă, în timp ce caracterul pronunţat acid al majorităţii minereurilor sărace, mai sus menţionate, ar putea pune problema valorificării lor directe prin metoda Krupp-Renn, dacă cheltuielile de preparare mecanică determinate de fineţea concreşterii mineralogice a acestor minereuri se vor dovedi prohibitive.

O problemă importantă ce se pune în legătură cu valorificarea concentratelor fine sau a minereurilor foarte mărunte şi care va trebui să formeze obiectul de cercetări în ţara noastră, este preaglomerarea mecanică — peletizarea — aplicată de puţin timp într-o serie de uzine mari din străinătate (fig. 9).

Conturarea încă insuficientă a zăcămintelor noi care depăşesc prin rezervele lor cele ale zăcămintelor azi în exploatare, şi complexitatea problemelor ce le ridică valorificarea raţională a acestor minereuri şi roci ferifere vor reclama deci studii aprofundate metalurgice şi de preparare, care trebuie să constituie una din preocupările cele mai mari ale institutelor noastre de cercetări.

Importante probleme de preparare mecanică le pune valorificarea minereurilor de mangan din ţară care, ca şi minereurile de fier sînt caracterizate în general prin conţinutul lor scăzut de metal. Actualmente aceste minereuri conţinînd importante cantităţi de Fe sînt livrate direct pentru furnale, o mică parte, alcătuite din carbonaţi, fiind îmbogăţite pînă la 40% prin prăjire în cuptoare verticale. Lipsa unor instalaţii de preparare mecanică, a impus pînă în prezent exploatarea zonelor

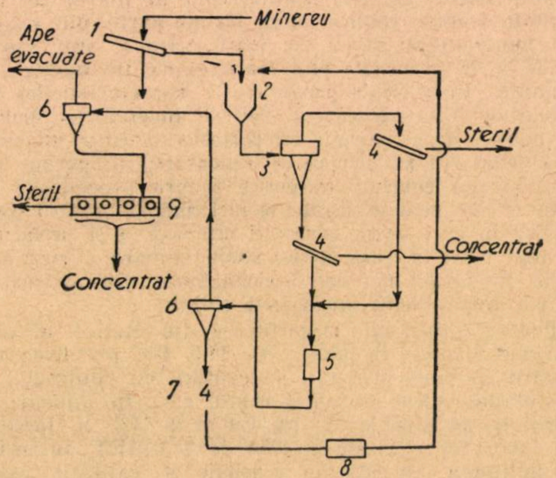


Fig. 10. Schema preparării minereurilor de mangan în hidrocicloane:
1 — ciur de deşlamare ; 2 — rez. de amestec şi omogeneizare ; 3 — hidrociclon cu mediu dens ; 4 — ciururi de desecare ; 5 — bobina de magnetizare ; 6 — hidrociclon de îngroşare ; 7 — separator magnetic ; 8 — bobina de demagnetizare ; 9 — celule de flotaţie.

mai bogate din zăcămintele noastre, rămînînd nevalorificate importante depozite cu conţinut mai redus. Valorificarea raţională a acestor zăcăminte, la care se adaugă importante cantităţi de minereuri sărace din halde, care conţin 13—16% Mn, cum şi importante zăcăminte de şisturi manganoase reclamă construirea în acest cincinal a unor instalaţii de preparare mecanică adecvate caracterului diferit al minereurilor din aceste zăcăminte.

In străinătate, marea majoritate a minereurilor de mangan se prepară pe cale gravimetrică, în special prin zeţaj şi mese de concentrare, iar în ultimul timp prin metoda cu medii dense, care s-au soldat cu rezultate deosebit de bune. Menţionăm printre altele, prepararea claselor mărunte şi fine (0,3—6 mm) în hidrocicloane cu suspensii grele aplicată recent în o serie de instalaţii din U.S.A., şi rezultatele satisfăcătoare obţinute prin flotaţia mîlurilor fine, în trecut numai parţial valorificate prin concentrare pe mese (fig. 10).

Incercări de laborator efectuate de autor în 1947 şi în special cele efectuate în 1948 de Institutul Mehanobr din Leningrad cu minereurile curente din zăcămintele din Bucovina şi cu cele sărace din halde, cum şi încercările industriale efectuate cu o maşină de zeţaj la Iacobeni şi încercările recente efectuate de ICEMET, au pus în evidenţă posibilitatea preparării mecanice cu bune rezultate a acestor minereuri, în special a claselor granulometrice mai mici, cu care s-au obţinut concentrate cu peste 40% Mn din minereurile curente şi cu 36—38% Mn din minereurile sărace din halde.

Mai dificilă este problema îmbogăţirii pe cale gravimetrică a minereurilor cu carbonaţi de mangan, care va trebui conjugată cu o prăjire ulterioară a produselor în cuptoare adecvate granulaţiilor mai mici. Cele mai multe dificultăţi în prepararea acestor minereuri sînt legate în special de concrescenţa genetică dintre oxizii, carbonaţii şi silicaţii de mangan şi fier din masa minerală, care va implica probabil o desfacere mai înaintată a minereului, şi în consecinţă producerea unor cantităţi mai mari de material mărunt şi fin, asupra cărora vor trebui concentrate încercările viitoare de preparare cu hidrocicloane, maşini de zeţaj cu înaltă frecvenţă şi eventual de flotaţie care, în încercările efectuate în 1943 de regretatul profesor ing. I. Marinescu, s-au soldat cu rezultate deosebit de interesante.

In legătură cu separarea în medii dense va trebui studiată în mod deoebit problema alegerii materialului de îngreunare, rezultate interesante putînd fi obţinute folosind în acest scop praful de mangan, care va rezulta în cantităţi destul de mari. Reamintim în această privinţă rezultatele favorabile obţinute în Suedia prin folosirea pentru formarea mediului dens a concentratelor fine provenite din prelucrarea aceloraşi minereuri. Această metodă are avantajul de a simplifica problema recuperării suspensoidului, care — în cazul cînd mediul dens este realizat cu materiale de altă natură (galenă, ferosiliciu etc.) — reclamă instalaţii complicate şi scumpe. In aceeaşi ordine de idei, şi prin analogie cu rolul suspensiunilor grele în metode de separare cu hidrocicloane, încercări de zeţaj într-un mediu dens de mîluri manganoase, ar putea de asemenea conduce la rezultate foarte interesante, judecînd după rezultatele obţinute în străinătate, într-o spălătorie de cărbuni, lucrînd pe acest principiu (fig. 5). Considerăm, de asemenea, utilă efectuarea de încercări de separare magnetică a oxizilor de fier de carbonaţii de mangan, după prealabila lor prăjire, în vederea obţinerii de concentrate cu un raport Mn:Fe mai favorabil (>3) reclamate de fabricarea feromanganului.

Probleme interesante — dar mai puţin importante, din cauza rezervelor reduse — se pun şi în legătură cu prepararea minereurilor de crom, tratate actualmente prin concentrare pe mese în instalaţia construită în 1948.

Concrescenţa nu prea înaintată a cromitelor cu serpentinele în care se găsesc disiminate, ar putea conduce la preconcentrarea lor cu ajutorul jgheaburilor spirale, a meselor basculante sau a hidrocicloanelor. Pe de altă parte, studii făcute de autor în cadrul Centrului de cercetări metalurgice al Academiei R.P.R., au indicat posibilitatea îmbogăţirii în Cr_2O_3 a concentratelor de cromit, prin remăcinarea lor şi separarea magnetică a crustelor de cromit bogate în fier de cromitele mai bogate în Cr_2O_3, în special după o prealabilă prăjire a concentratelor.

c) **In sectorul metalelor neferoase,** directivele congresului prevăd — în afara măsurilor pentru mărirea rezervelor şi producţiei de minereuri cu 150—200% — „construirea de instalaţii noi de preparare şi îmbunătăţirea extracţiei de metale în concentrate, modernizîndu-se instalaţiile de preparare existente şi introducîndu-se reactivi superiori de flotaţie".

Aşa cum am arătat în altă parte a acestui articol, problema îmbunătăţirii funcţionării uzinelor de prepararea minereurilor neferoase din ţara noastră, a fost pe larg dezbătută în consfătuirea preparatorilor organizată de A.S.I.T. în 1952 la Brad şi în special în consfătuirea din 1954 de la Baia Mare. Rezumatele referatelor prezentate la aceste consfătuiri, precum şi o serie de articole privind aceleaşi probleme, au fost publicate în corpul „Revistei Minelor", astfel încît nu vom insista aci decît asupra problemelor celor mai importante şi în special asupra celor în legătură cu modernizarea şi introducerea tehnicii noi în instalaţiile noastre.

In legătură cu instalaţiile de flotaţie, în care — cu excepţia minereurilor de mercur şi a majorităţii minereurilor aurifere — se prelucrează totalitatea minereurilor neferoase din ţara noastră, cele mai numeroase dificultăţi şi lipsuri sînt determinate, în afară de deficienţele organizatorice, care constituiesc un factor comun pentru toate instalaţiile, de următoarele elemente:

a) Variaţia în natura şi conţinutul minereurilor, ca rezultat, în mare măsură, a deficienţelor exploatărilor în ce priveşte organizarea producţiei şi a alegerii metodelor celor mai adecvate pentru preîntîmpinarea acestui neajuns şi în special nerespectarea măsurilor pentru reducerea diluării minereurilor şi a neintroducerii metodelor selective în exploatarea filoanelor subţiri.

b) Alimentarea neuniformă a instalaţiilor, neraţionala folosire a utilajelor de bază şi nesincronizarea funcţionării lor, care conduc la fluctuaţii importante în circuitul procesului de preparare şi la supraîncărcări exagerate care alternează cu perioade de subsolicitări şi timpi morţi, şi care în final se răsfrîng dăunător asupra indicilor tehnico-economici şi calitatea produselor.

c) Controlul defectuos, rudimentar, neregulat şi deseori inexistent al procesului tehnologic, care nu permite stăpînirea procesului şi luarea măsurilor corespunzătoare pentru corectarea deficienţelor ivite. Considerăm că acest element la care se adaogă lipsa la instalațiile noastre a dispozitivelor pentru reglarea și controlul automat al anumitor operațiuni esențiale, constituesc una din cele mai mari deficiențe ale acestor instalații.

d) Numărul extrem de limitat și de calitate neuniformă și inferioară a reactivilor de flotație folosiți, în special în instalațiile de flotație diferențială a minereurilor, care au o compoziție și structură mineralogică mai complexă. Calitatea reactivilor de flotație, judicioasa lor alegere și folosire în funcție de caracteristicile minereurilor tratate, care reprezintă problema cheie în procesul de flotație, au fost neglijate, aceasta constituind una din cauzele principale ale indicilor de extracție și de calitate nesatisfăcători realizați în trecut.

e) Uzura exagerată a pieselor metalice — bile, căptușeli, cuzineți, rotoare de pompă și în special rotoarele celulelor de flotație — datorită în parte unei întrețineri neîngrijite dar în și mai mare măsură calității necorespunzătare a materialelor folosite. Aceste deficiențe își găsesc reflexul în prețul de cost ridicat al operațiilor de preparare și în explicarea timpilor morți, la o serie de instalații.

f) Aparate și utilaje vechi la unele instalații și unele utilaje noi, defectuos executate sau neadecvate desfășurării normale a procesului de preparare etc.

Majoritatea acestor deficiențe pot fi și trebuie eliminate, unele într-un timp scurt altele, mai complexe, într-un timp mai îndelungat pe bază de studii și experimentări industriale. Făcînd abstracție de problemele în legătură cu calitatea minereurilor (a căror rezolvare urgentă constituie o sarcină importantă a exploatărilor) și cele în legătură cu reducerea uzurii pieselor metalice care privesc în special industria metalurgică, celelalte probleme privesc în primul rînd conducerea tehnică a instalațiilor de preparare, institutele de cercetări și de proiectări. Una dintre cele mai importante probleme, o constituie controlul și reglarea procesului tehnologic. Rezolvarea ei este în primul rînd o problemă organizatorică și o problemă de conștiință și pregătire profesională a personalului tehnic și ajutător, aplicarea corectă și integrală a recomandărilor făcute cu ocazia consfătuirilor mai sus amintite, putînd conduce la o ameliorare sensibilă a rezultatelor de pînă acum. In paralel însă cu aceasta, va trebui să se treacă de urgență la studierea din partea institutelor de proiectări — în colaborare cu cele de cercetare și întreprinderile — a introducerii mecanizării și automatizării controlului și reglării la instalațiile mai mari. In această direcție s-au făcut în străinătate progrese deosebite care au condus pe de o parte la reducerea personalului de control și pe de altă parte la o funcționare normală a instalațiilor și îmbunătățirea indicilor tehnologici și economici. Ținînd seama de specificul instalațiilor noastre, considerăm necesar introducerea într-o primă fază a automatizării la alimentarea morilor, controlul pH-ului și luarea probelor și în special controlul diluției turburelii de la revărsarea clasorului.

O problemă care trebuie rezolvată de tehnicienii instalațiilor de preparare constă în stabilirea condițiilor optime de funcționare și de folosire a diferitelor utilaje sau secții ca de exemplu stabilirea încărcăturii de bile a morilor, sincronizarea funcționării diferitelor utilaje care alcătuiesc instalațiile de sfărîmare etc. și care pot conduce la economii însemnate și mărirea capacității de prelucrare a întregei instalații. Din cauza necunoașterii posibilităților și caracteristicilor reale ale diferitelor unități sau utilaje, multe din amplificările făcute la unele instalații și soluțiile date la proiectarea unor unități noi s-au dovedit a nu fi cele mai raționale. Lichidarea acestei situații este extrem de importantă în legătură și cu proiectarea viitoarelor și importantelor unități prevăzute a fi construite în acest cincinal. In strînsă legătură cu această problemă, vor trebui întreprinse, în colaborare cu institutele de cercetări și proiectări, încercări cu utilaje noi care să funcționeze timp mai îndelungat în circuitul instalației pentru a se putea trage concluzii viabile asupra eficacității acestora. Pe această linie se va putea examina de exemplu posibilitatea folosirii hidrocicloanelor în locul clasoarelor mecanice sau a aparatelor de îngroșare, folosirea hidrocicloanelor pentru recuperarea sulfurilor din steril sau ca elemente de reducerea diluției turburelii la trecerea de la o fază la alta în cazul flotațiilor diferențiale etc. Incercări interesante și susceptibile de a mări productivitatea unor instalații de flotație, care prelucrează minereuri cu o mineralizare mai redusă dar mai concentrată și cu o dispersiune mai grobă — cum este de exemplu cazul unor minereuri de la Rușchița — trebuiesc întreprinse în vederea obținerii unei preconcentrări a sulfurilor pe cale gravimetrică cu aparate de zețaj de înaltă frecvență, spirale Humphrey sau hidrocicloane. Așa cum am amintit, în ultimul timp conjugarea metodelor gravimetrice cu flotația, care tinde să fie aplicată în special în cazul minereurilor mai sărace, a redus sensibil dimensionarea instalațiilor de măcinare și de flotație și în aceeași măsură consumul de energie și reactivi, cum este de exemplu cazul unei instalații din străinătate construită recent pe acest principiu și reprezentat în fig. 11, la care consumul de energie este de numai 10kWh/t.

O deosebită atenție va trebui acordată alegerii apa-

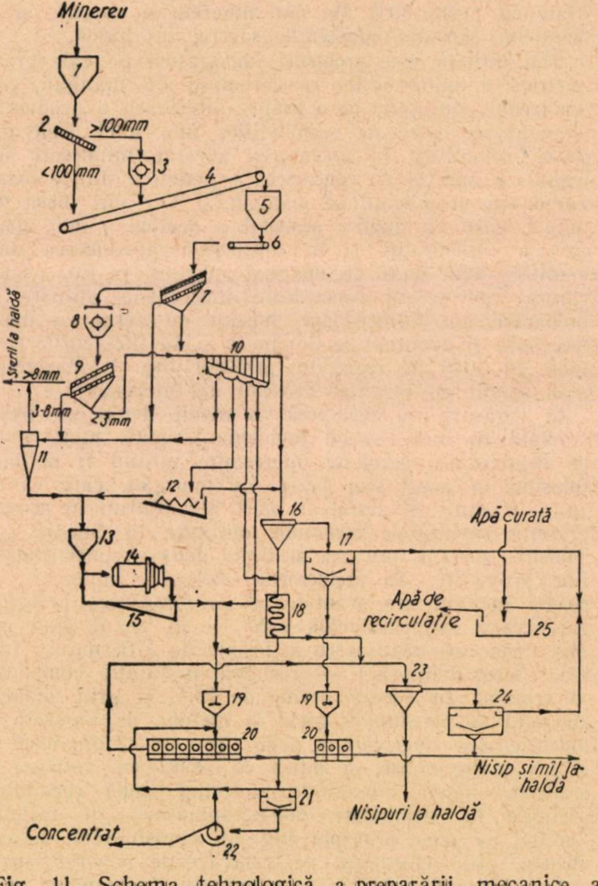


Fig. 11. Schema tehnologică a preparării mecanice a unui minereu sărac conținînd 1,2% Pb:

1, 5, 13 — silozuri; 2, 7, 9 — ciururi oscilante; 3, 8 — mori cu șoc pentru sfărîmare selectivă; 4 — bandă de transport; 6 — cîntar automat; 10 — hidroclasor cu curent ascendent; 11 — hidrociclon; 12 — clasor cu melc; 14 — moară cu bile; 15 — clasor cu greblă; 16, 23 — conuri de limpezire; 17, 21, 24 — îngroșătoare; 18 — spirale Humphrey; 19 — agitatoare pentru condiționare; 20 — celule de flotație; 22 — filtru cu vid; 25 — bazin pentru apele de recirculație.

ratelor de flotaţie, reprezentate în instalaţiile noastre printr-o mare diversitate de tipuri, asupra cărora există o serie de păreri contradictorii şi în general subiective. Considerăm de aceea necesar să se urmărească sistematic comportarea pe scară industrială a diferitelor tipuri de aparate pentru a se putea trage concluzii viabile asupra eficacităţii lor. In acest scop va trebui să se procure pentru experimentare maşini noi — ca de exemplu celule moderne M.S. şi Mehanobr de acelaşi volum cu celule modificate de IPROMIN pentru ca rezultatele încercărilor să fie comparabile.

In ce priveşte piesele de uzură, vor trebui făcute experimentări minuţioase şi sistematice cu bile, căptuşeli şi rotoare de diferite forme şi din oţeluri de diferite calităţi şi cu rotoare cauciucate pentru pompe şi celule de flotaţie, care s-au dovedit mai economice decît cele metalice.

Problema cheie a flotaţiei, constituind-o reactivii, aceasta va trebui să fie examinată cu toată seriozitatea şi rezolvată cu precădere. Din acest punct de vedere, instalaţiile noastre de flotaţie au rămas foarte în urmă, reactivii de bază folosiţi fiind limitaţi de exemplu numai la xanatul etil de sodiu drept colector şi la flotanol ca spumant, înafara cărora se mai folosesc numai 5—6 alţi reactivi, modificatori (var, acid sulfuric, sulfat de fier, cianură şi sulfat de zinc). Cu această gamă atît de redusă de reactivi, de calitate mediocră şi cu caracteristici în general variabile, este dificil sau imposibil a se acoperi necesităţile tehnologice reclamate de varietatea mare a minereurilor prelucrate în instalaţiile noastre. Problema capătă, în special o importanţă deosebită în legătură cu valorificarea minereurilor complexe din zăcămintele noi ce vor trebui puse în exploatare, minereuri care — din încercările orientative întreprinse pînă în prezent de ICEMET — prezintă o serie de dificultăţi în separarea mineralelor, determinate de gradul lor de oxidare şi de concrescenţa fină a mineralelor utile cu ganga şi mai ales a minereurilor utile între ele. Eficienţa flotării selective a acestor minereuri oxidate — care formează importante zăcăminte, dintre care unele localizate în şisturi cloritoase sau grafitoase iar altele în scarnuri piroxenice sau în formaţiuni eruptive — este dependentă în cea mai mare parte de folosirea de reactivi superiori, în mod deosebit de colectorii şi reactivii regulatori, care în mare parte ar putea fi fabricaţi în ţară. La fel de importantă este şi problema fabricării unui spumant superior, de genul uleiului de pin, care poate de asemenea, fi fabricat în ţară, o sursă importantă pentru producerea lui pe scară industrială constituind-o deşeurile de la fabricile de celuloză sau de la fabricile forestiere din ţară. Ţinînd seama de cantităţile şi varietăţile din ce în ce mai mari de reactivi, necesare instalaţiilor de flotaţie, de existenţa surselor de materie primă pentru fabricarea lor — printre care trebuie amintite subprodusele de la uzinele cocsochimice — considerăm că fabricarea în ţară a majorităţii acestor reactivi, trebuie realizată de urgenţă. In acest scop, vor trebui efectuate în prealabil de către institutele de cercetare, studii de laborator, pentru determinarea reactivilor celor mai potriviţi, folosindu-se în afara metodelor clasice de cercetare, şi metode moderne cu ajutorul izotopilor radioactivi.

In legătură cu valorificarea noilor zăcăminte de minereuri complexe, trebuie subliniată importanţa ce o pot avea în prepararea minereurilor oxidate, spălarea cu apă sau acizi şi deşlămarea prealabilă respectiv conjugarea încercărilor de flotaţie cu metodele hidrometalurgice, care în cazul minereurilor oxidate de zinc şi cupru au dat rezultate foarte bune. Pe această linie îşi poate găsi o rezolvare interesantă şi valorificarea concentratelor sau a cenuşilor de pirită cupriferă şi a concentratelor cuproase de plumb din regiunea Baia Mare. Trebuie de asemenea menţionate rezultatele foarte concludente obţinute la unele instalaţii din străinătate prin măcinarea şi flotarea minereurilor complexe în mai multe trepte, şi care ar putea conduce la rezolvarea preparării unor minereuri mai dificile, cum au dovedit dealtfel încercările interesante efectuate în această direcţie de ICEMET cu minereurile de la Altîn Tepe.

Un rol important îi poate reveni flotaţiei în valorificarea minereurilor noastre de mercur, care au un conţinut sub 0,1% Hg şi care se tratează actualmente pe cale termică cu rezultate nesatisfăcătoare. Literatura sovietică şi occidentală recomandă în cazul minereurilor foarte sărace de mercur ($< 0{,}1\%$ Hg) tratarea acestora prin flotaţie, metodă aplicată în ultimii ani cu extracţii care depăşesc 90% într-o serie de instalaţii din străinătate. Incercări de flotaţie efectuate de autor în 1947 cu minereuri sărace de la Valea Dosului au arătat că această metodă poate fi aplicată cu succes, obţinîndu-se extracţii de 80—90% şi concentrate cu 7—10% Hg. Duritatea mică a minereului, consumul redus de reactivi şi cantităţile foarte mici de concentrate care urmează a fi supuse distilării, conducînd la un preţ de prelucrare cu mult inferior celui obţinut prin prăjirea directă a minereului, fac indispensabilă reluarea acestor încercări, folosindu-se eventual, o deşlamare prealabilă pentru îndepărtarea mîlurilor coloidale.

Un cîmp vast de experimentare a flotaţiei şi a metodelor noi de concentrare gravimetrică, specifică preparării materialelor cu dispersie fină, este deschis în rezolvarea unei serii de probleme privind valorificarea unor minereuri şi roci sărace cu conţinut de nichel, cobalt, molibden şi alte metale colorate, de o importanţă deosebită pentru industria noastră metalurgică.

D. **Referitor la extracţia de minereuri de metale preţioase şi rare,** directivele prevăd, pentru prima categorie, o mărire importantă a producţiei şi rezervelor de aur şi pentru a 2-a categorie intensificarea lucrărilor pentru găsirea, exploatarea şi valorificarea zăcămintelor de metale rare necesare producerii energiei nucleare.

In sectorul industriei aurifere, una din cele mai vechi şi importante din ţară, s-au realizat în primul cincinal mari investiţii care au permis mărirea producţiei de aur şi lărgirea bazei de materii prime care va conduce în al 2-lea cincinal la construirea altor importante instalaţii de preparare. Varietatea mare sub care se prezintă aurul în minereurile din zăcămintele noastre şi mai ales caracteristicile speciale ale minereurilor din unele zăcăminte noi precum şi conţinutul redus al unor zăcăminte mai vechi, ridică o serie de probleme tehnice şi economice care trebuie să-şi găsească rezolvarea urgentă în acest cincinal.

Una din aceste probleme este legată de prepararea minereurilor din Munţii Apuseni, prelucrate azi în marea lor majoritate prin amalgamare, din cauza prezenţei aurului în cea mai mare parte sub formă liberă. Datorită cheltuielilor mai mici reclamate de acest procedeu, amalgamarea va continua să rămînă şi mai departe metoda principală pentru prelucrarea minereurilor cu un conţinut mai redus de aur, cu toate că extracţiile realizate sînt nesatisfăcătoare. Deşi încercări de cianurare directă a acestor minereuri au dat rezultate superioare, această metodă nu o găsim indicată decît pentru minereurile mai bogate, din cauza cheltuielilor de preparare mai mari pe care le reclamă. Pentru minereurile amalgamabile, cu un conţinut mai redus de aur, se impune însă complectarea procesului cu dispozitive pentru reducerea sau recuperarea pierderilor datorite antrenării de amalgam şi cu instalaţii pentru recuperarea sulfurilor, în care se găsesc incluse o parte din aurul din aceste minereuri. Incercări și studii efectuate de ICEMET, au arătat că se poate realiza o sensibilă mărire a extracției de aur prin o mai rațională conducere a procesului de amalgamare și prin intensificarea extracției de sulfuri prin flotația rezidiilor. O dificultate în realizarea practică a acestei din urmă măsuri, o constituie diluția mare a turburelii reziduale care va trebui în prealabil îngroșată la raportul cerut de flotație, operație care ar putea fi realizată cu hidrocicloane.

O altă problemă ridicată de recuperarea sulfurilor din aceste minereuri, este legată de conținutul redus în aur al concentratelor obținute, care — din cauza cheltuielilor mari de prelucrarea lor pirometalurgică — nu permite valorificarea lor economică. Această problemă privește în aceeași măsură toată gama de concentrate sărace de pirită aurifere, obținute în cantități mari la instalațiile de flotație a minereurilor complexe din regiunea Baia Mare, la care se vor adăuga și concentratele ce se vor obține din prelucrarea unor minereuri aurifere din Munții Apuseni bogate în sulfuri, pentru care se vor construi în acest cincinal cîteva instalații noi de flotație. Incercări de laborator și pe scară industrială efectuate în trecut și reluate în ultimii ani în cadrul Institutului Politehnic, ICEMET în instalația pilot „Petre Gheorghe“ și Centrul de Cercetări Metalurgice al Academiei R.P.R., au arătat că cianurarea acestor pirite în special a celor cu un conținut sub 10—20 g/t, în prealabil măcinate sau prăjite, permit extragerea aurului cu randamente variind între 60 și 90% și cu consumuri de cianură cuprinse între 1,5 și 5 kg/t. Dificultăți în prepararea acestor concentrate apar în cazul piritelor cu un conținut mai ridicat de cupru (> 0,5%), care reclamă o prăjire la temperaturi mai mici și levigarea cuprului cu apă sau soluții slab acidulate, și care în cazul concentratelor de flotație mai bogate (> 20-30 g/t) sînt indicate a fi prelucrate pe cale pirometalurgică în cuptoare cu flacără, ca adaos la încărcătura de concentrate și deșeuri cuproase.

Probleme deosebit de importante sînt legate, în special de prepararea minereurilor aurifere prin cianurare directă, probleme care privesc toată gama de operații caracteristice acestui procedeu. Aceste probleme au apărut în cea mai mare parte în instalația actuală de cianurare „Petre Gheorghe“ și cu ocazia încercărilor efectuate pentru valorificarea unuia dintre cele mai importante zăcăminte din Munții Apuseni (Baia de Arieș). Incercările minuțioase făcute de laboratorul din Brad cu minereurile arsenioase de la acest din urmă zăcămînt — în care aurul asociat cu sulfoarseniurile, se găsește într-o dispersiune extrem de fină — nepermițînd identificarea lui pe cale microscopică — au condus la rezultate deosebit de interesante. In baza acestor încercări s-au elaborat două scheme tehnologice distincte, una bazată pe flotația sulfurilor și arseniurilor aurifere urmată de cianurarea rezidiilor și alta bazată pe cianurarea integrală a minereului după o prealabilă prăjire la 550...600°. Acest din urmă flux — menționat și de literatura străină și sovietică — pentru cazul concentratelor și minereurilor arsenioase, este caracterizat printr-o dimensionare mai redusă a utilajelor de măcinare, de îngroșare și de filtrare, dar prezintă unele incertitudini în ce privește realizarea în condiții optime a procesului de prăjire, care va trebui riguros stăpînit pentru a evita pierderile de aur datorite formării de arseniați de aur insolubili. Pentru aceste motive, instalația ce se va construi în acest cincinal va trebui realizată foarte probabil după prima schemă tehnologică, care va reclama însă rezolvarea unor importante probleme tehnice ce vor trebui să formeze obiectul unor serii de cercetări, privind în special decantarea și filtrarea rezidiilor de flotație cianurate. Aceste operații sînt caracterizate prin indici mai defavorabili din cauza fracțiunilor caolinoase din rezidii și prin pierderi mecanice de aur și cianură, mai mari, cauzate de faptul că în circuitul cianurii, rezidiile de la flotație vor intra cu o cantitate apreciabilă de apă care implică evacuarea unei cantități egale de leșie săracă. In fig. 12 este schițat fluxul tehnologic, pe care îl considerăm indicat pentru rezolvarea acestei probleme, în care îngroșarea și spălarea se fac în contracurent cu hidrocicloane (policicloane), iar filtrarea suspensiilor fine, eliminate de apexul hidrociclonului primar, cu filtre presă sau cadre filtrante, soluție care are avantajul de a reduce simțitor suprafața îngroșătoarelor și filtrelor. Dat fiind conținutul redus de aur al rezidiilor de flotație și mărirea numărului de trepte de spălare, filtrarea poate fi evitată cu atît mai mult cu cît chiar în cazul filtrării, va fi necesar să se elimine o aceeași cantitate de leșie săracă. Pentru reducerea pierderilor de cianură — care va trebui înlocuită cu cianură topită de calciu și sodiu (aerobrand), folosită curent în U.R.S.S., și care poate fi fabricată în țară, va fi necesar să se introducă regenerarea cianurei printr-unul din procedeele experimentate cu succes în alte țări, cum este de exemplu procedeul Mills-Crowe etc. Probleme și soluții analoage se pot pune și pentru cianurația „Petre Gheorghe“ unde s-au ivit dificultăți de decantare și mai ales de filtrare din cauza caracterului caolinos al unor zone de minereuri mai alterate din zăcămînt.

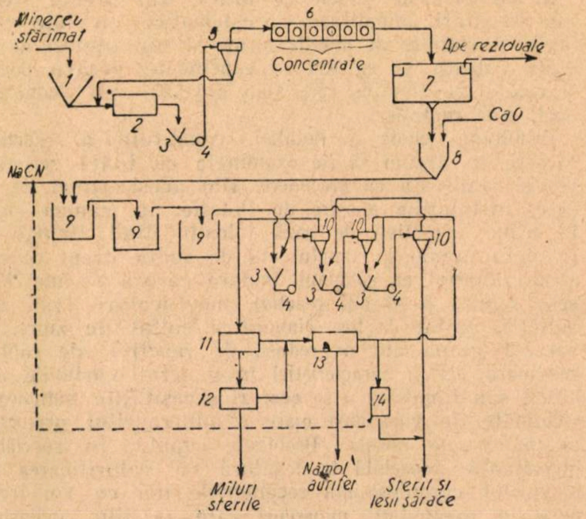


Fig. 12. Flux tehnologic pentru prepararea prin flotație și cianurare:

1 — siloz; 2 — moară cu bile; 3 — bazine de alimentare; 4 — pompe de nămol; 5 — hidrociclon clasor; 6 — celule de flotație; 7 — îngroșător; 8 — bazin de neutralizare; 9 — tancuri de cianurare; 10 — hidrocicloane de spălare în contracurent; 11 — bazin de clasificare cu cadre filtrante; 12 — filtre presă; 13 — instalație de precipitare; 14 — instalație de regenerare a cianurii.

Fenomenul de tixotropie întîlnit la minereurile de la întreprinderile miniere Baia de Arieș și Petre Gheorghe și prezența — în special la întreprinderea minieră Petre Gheorghe a unor cantități importante de săruri cianicide în aceste minereuri, pot fi evitate prin spălarea lor prealabilă, care va favoriza în special filtrarea (prin eliminarea unei părți din particulele fine caolinoase) și va reduce sensibil consumul de cianură. Conținutul ridicat de aur din fracțiunile caolinoase eliminate prin spălare, constituie însă o deficiență a acestei soluții, care își poate găsi însă un corectiv parțial prin flotația particulelor fine de aur liber și a sulfurilor auro-argintifere antrenate de aceste mîluri. Flotarea acestor mîluri — care este îngreuiată de diluția lor excesivă (1:20) poate fi ușurată prin conjugarea ei cu flotația altor minereuri din același zăcămînt care din cauza conținutului lor mai ridicat de sulfuri nu sînt decît parțial cianurabile (fig. 13). Metode gravimetrice sau electroforetice adecvate, similare cu cele utilizate în instalațiile moderne de spălare a caolinei, eventual decantarea mîlurilor în iazuri, urmate de uscare, calcinare la 600° și cianurarea lor — metodă încercată cu bune rezultate de ICEMET — ar putea constitui soluții eficace pentru rezolvarea tratării acestor mîluri.

Printre alte probleme care ar putea contribui la eliminarea unora dintre dificultățile legate de prepararea prin cianurare a minereurilor de la I. M. Petre Gheorghe și Baia de Arieș, și care ar putea constitui obiective viitoare de cercetare, este problema extragerii aurului din leșiile de cianură prin schimb de ioni cu rășini sintetice, sau prin absorbție cu cărbune activ, metode încercate cu succes în străinătate, în cazul unor minereuri aurifere și în special în cazul preparării minereurilor de metale rare (uraniul, beriliul, etc.) care prezintă multă analogie cu metoda cianurării.

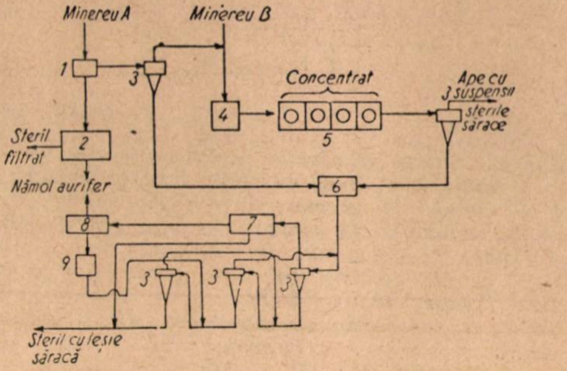


Fig. 13. Schema preparării complexe a unui minereu aurifer cu spălare prealabilă:

1 — instalația de spălare a minereului A; 2 — instalație de cianurare clasică; 3 — hidrociclon; 4 — instalație de măcinare a minereului B; 5 — instalație de flotație; 6 — remăcinare și cianurare; 7 — instalație de clarificare; 8 — instalație de precipitare; 9 — instalație de regenerare NaCN.

A — minereu alterat ușor cianurabil; B — minereu cu sulfuri greu cianurabil.

În ce privește valorificarea metalelor rare din țara noastră, și în special a minereurilor radioactive și a minereurilor conținînd metale rare folosite în industria nucleară, directivele congresului P.M.R. au subliniat deosebita importanță pe care o prezintă pentru țara noastră aceste „uriașe bogății, care constituiesc baza dezvoltării în viitor a producției de energie nucleară și vor contribui la lărgirea considerabilă a resurselor energetice ale economiei noastre".

In funcție de caracteristicile acestor minereuri și a gradului lor de dispersiune, ele pot fi preparate printr-o mare varietate de metode, dintre care menționăm:

— **concentrarea gravimetrică** cu mase oscilante, hidrocicloane și spirale Humphrey aplicate în cazul minereurilor de uraniu, thoriu, zirconiu, wolfram, titan, ș. a.;

— **separarea electrostatică și magnetică** în cazul minereurilor de wolfram, titan, thoriu, etc.

— **flotația** în cazul minereurilor de uraniu, beriliu, wolfram, ș. a.;

— **leșierea** — acidă sau alcalină — aplicată pe scară mare în cazul celor mai multe din minereurile de metale rare (uraniu, thoriu, vanadiu, beriliu, etc.);

— **alegerea manuală** și **electronică**, aplicată în special în cazul minereurilor de uraniu și bazată pe detectarea razelor radioactive cu ajutorul contoarelor Geiger-Müller sau a detectoarelor cu scintilații. Perspective mari sînt deschise aplicării metodei electronice și în cazul altor minereuri, după cum indică rezultatele interesante obținute deocamdată numai în cazul minereurilor de beriliu, care au putut fi concentrate pe această cale prin bombardarea lor cu raze γ, în urma căreia beriliul emite neutroni ce pot fi detectați cu ajutorul unor contori speciali.

Existența în țara noastră a importante zăcăminte, conținînd unele din aceste metale rare, și perspectivele mari ce sînt deschise acestei ramuri a industriei extractive, fac ca problemele de preparare și de valorificare a acestor minereuri — încă timid atacate în țara noastră — să capete o importanță deosebită, în care scop este necesară dotarea laboratoarelor institutelor de cercetări cu aparatura și reactivii speciali, cerute de aceste studii, și formarea cadrelor de cercetători prin cursuri speciale, ce vor trebui organizate în cadrul institutelor de învățămînt superior și ale Academiei.

E. Unul dintre sectoarele industriei extractive, care are mari perspective de dezvoltare în țara noastră, este **sectorul mineralelor nemetalifere,** dintre care menționăm pe cele mai importante, atît prin rezervele lor, cît și prin valoarea pe care o au în dezvoltarea economiei noastre naționale: sarea, caolinul, nisipurile de sticlărie, mica, talcul, feldspatul, barita, sulful, grafitul, bauxitele, bentonitele, diatomitele și pămînturile decolorante. Aceste substanțe nemetalifere — la care trebuiesc adăugate o serie de roci industriale cum sînt serpentinele, argilele refractare, calcarele și dolomitele, marnele și altele — pot acoperi în cea mai mare măsură nevoile diferitelor sectoare ale industriei noastre (industria chimică și metalurgică, industria ceramică și a sticlăriei, industria materialelor de construcții, etc.), iar unele dintre ele, prin calitatea lor deosebită, pot constitui în acelaș timp o importantă sursă de materii prime pentru export, dacă vor fi supuse unor preparări mecanice corespunzătoare scopurilor cărora sînt destinate.

Pentru valorificarea rațională a acestor bogății ale țării, se impune pe de o parte modernizarea instalațiilor existente — cum sînt cele pentru prepararea caolinului, a grafitului, a talcului, etc. — iar pe de altă parte construirea de unități noi care să fie bazate pe importantele progrese realizate în străinătate în acest domeniu. Dintre acestea menționăm pe cele mai însemnate:

— sfărîmarea selectivă în mori cu șoc, susceptibilă a fi aplicată în cazul preparării marnelor cu sulf de la Pucioasa, a rocelor grafitoase de la Baia de Fier, pegmatitelor cu mică, etc.;

— măcinarea fină, în mori speciale conjugate cu instalații de desprăfuire și clasare cu multicicloane etc. aplicabilă în cazul cretei, talcului și a altor produse pentru care condițiile de granulometrie sînt mai severe;

— spălarea în hidrocicloane a caolinului, a bauxitelor, a argilelor refractare și a nisipurilor pentru sticlărie, etc. Aplicarea hidrocicloanelor în cazul nisipurilor de sticlărie cu conținut ridicat de fer, va putea da o rezolvare mai rațională preparării acestora, decît sistemele actuale aplicate la unele instalații din țară (fig. 14).

— flotația sulfului, grafitului, talcului, baritei, feldspaților, micei, marnelor, etc. In acest domeniu s-au înregistrat progrese remarcabile, prin folosirea de reactivi cationici speciali care au permis obținerea de produse de o puritate excepțională. Incercări efectuate în țara noastră lasă să se întrevadă aplicarea acestei metode pe scară industrială în cazul unei serii de substanțe nemetalifere, dintre care menționăm: flotația sulfului, a baritei, a talcului, a feldspatului și a nisipurilor de sticlărie. Astfel prin folosirea de carbonat de sodiu și săpunuri sulfatice s-au obținut rezultate foarte promițătoare în cazul feldspatului — din care prin flotație inversă s-au eliminat impuritățile de minerale negre, mică și oxizi de fer — și al unor nisipuri de sticlărie al căror conținut în oxizi de fer a fost scoborît pînă la 0,1%. In fig. 14 este reprezentată schema principială pentru spălarea și înobilarea acestor nisipuri cu hidrocicloane și flotoabrazive, prevăzută de autor a fi aplicată în cazul unei instalații ce se va construi în acest cincinal. Ca și în cazul flotației minereurilor neferoase, problema de bază în flotația mineralelor nemetalifere, o constituie alegerea reactivilor potriviți. In această direcție trebuiesc întreprinse cercetări minuțioase și creiată o industrie proprie pentru fabricarea lor, limitîndu-se importul numai pentru reactivii cationici cu totul speciali (alcoli grași superiori, siliconi. etc.).

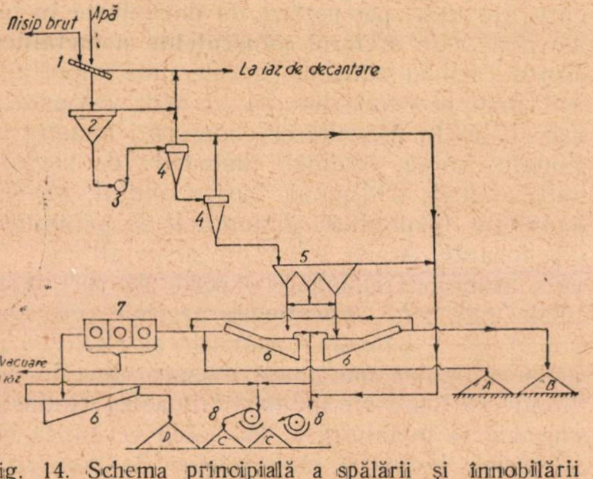


Fig. 14. Schema principială a spălării și înnobilării nisipurilor cu hidrocicloane și flotoabraziune:
1 — ciur de 1 mm; 2 — con de deșlamare și egalizare; 3 — pompă de nisip; 4 — hidrocicloane pentru deșlamare și decapare; 5 — clasor piramidal; 6 — clasor cu greblă pentru deșlamare și desecare; 7 — celule de flotație; 8 — filtre.
A — nisip calitatea I-a; B — nisip calitatea a II-a; C — nisip calitatea III-a; D — nisip înnobilat.

— separarea magnetică și în special separarea electrostatică, aplicată azi în străinătate pe scară largă în cazul feldspatului, a grafitului, cuarțului, sulfului, argilelor refractare, etc., metodă susceptibilă a fi aplicată și în cazul purificării produselor similare de la noi.

— concentrarea gravimetrică în special prin metoda cu medii dense, care ar putea constitui o metodă eficientă pentru separarea preliminară a bucăților de calcită de cele de barită. Considerăm interesant ca în cazul susmenționat separarea în medii dense să fie efectuată cu suspensii de barită, ca și în cazul minereurilor de fer și de mangan, această soluție angrenîndu-se în mod organic cu celelalte procedee — separare pe mese de concentrare și flotație — preconizate pentru prepararea acestor substanțe (fig. 15).

Una din problemele importante ce se pun în cazul celor mai multe din aceste substanțe minerale nemetalifere, o constituie desecarea și uscarea produselor finite. Menționăm în această privință progresele realizate în alte țări prin folosirea filtrelor presă și a filtrelor electroforetice — încercate cu succes și în țara noastră — și în special uscarea fluidizată cu aer sau gaze inerte preîncălzite.

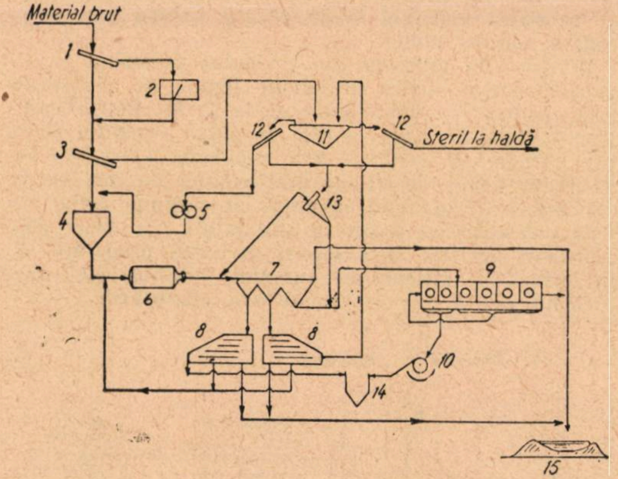


Fig. 15. Schema principială pentru prepararea baritei cu medii dense, mese de concentrare și flotație:
1 — ciuruire la 60 mm; 2 — sfărîmare preliminară; 3 — ciuruire la 15 mm; 4 — siloz pentru material sfărîmat; 5 — sfărîmare intermediară; 6 — măcinare; 7 — clasare gravimetrică; 8 — concentrare pe mese; 9 — flotație; 10 — filtrare; 11 — separare în medii dense; 12 — ciururi de deșlamare; 13 — hidrociclon pentru recuperarea suspensiilor; 14 — siloz pentru concentrație; 15 — iaz de decantare.

Concluzii

Trecerea în revistă a problemelor ce se pun valorificării substanțelor minerale utile din zăcămintele noastre, a arătat cît de importante și numeroase sînt problemele de preparare mecanică ce vor trebui rezolvate în acest cincinal. Aceste problemele intervin aproape cu aceiași pondere în toate sectoarele industriei noastre extractive, ca o fază obligatorie în procesul complex de transformare a substanțelor mineralelor brute în produse finite, sau materii prime de bază pentru industria siderurgică și nucleară, industria chimică și ceramică etc. Pe de altă parte au fost semnalate o serie de deficiențe ale instalațiilor actuale, care apar și mai evidente dacă sînt examinate în lumina progreselor realizate în acest domeniu în străinătate, unde problemele de preparare mecanică sînt foarte frămîntate și formează o preocupare activă a numeroase institute de cercetări, uzine de preparare și fabrici de utilaje. Este de ajuns a reaminti numeroasele metode noi care sînt experimentate pe scară industrială sau au fost deja introduse în uzinele vechi sau recent construite, varietatea foarte mare de utilaje perfecționate cu care s-au înlocuit utilajele din instalațiile existente, precum și numărul impresionant de instalații noi și moderne care s-au construit în ultimul timp în aproape toate țările industriale mai importante — în mare parte pentru a înlocui instalaţiile mai vechi — pentru a ne forma o imagine asupra modului în care se examinează şi rezolvă în alte ţări problemele de preparare.

Deşi unele realizări tehnice din ţara noastră în acest domeniu sînt destul de însemnate, trebuie să constatăm că ne găsim încă în multe privinţe la un nivel nesatisfăcător faţă de progresele realizate în alte ţări şi mai ales faţă de rolul important care revine uzinelor noastre de preparare în efortul comun de a realiza importantele sarcini ce se pun industriei noastre prin directivele celui de-al doilea Congres al P.M.R. De asemenea, deşi nu poate fi subestimată activitatea intensă desfăşurată pe linie de cercetări de institutele noastre şi unele întreprinderi, trebuie să constatăm că din o serie de motive — dotare insuficientă cu aparate de laborator, lipsa unor staţii de experimentări în faza pilot, şi mai ales lipsa unei orientări juste şi coordonate a cercetărilor — această activitate nu s-a soldat decît într-un număr limitat de cazuri cu rezultate suficient de concludente. Ţinînd seama, pe de-o parte de aceste constatări şi pe de altă parte de progresele realizate în tehnica preparării în alte ţări — care, după cum am văzut pot fi aplicate în numeroase cazuri şi în industria noastră, este necesar să se ia de urgenţă toate măsurile tehnice şi organizatorice reclamate de ducerea la bun sfîrşit a sarcinilor mari ce revin acestui sector în cel de-al doilea plan cincinal.

a) Ca o primă măsură în lichidarea acestei situaţii este necesară o inventariere a tuturor problemelor ce se pun în domeniul preparării, şi serierea lor pe sectoare după importanţa şi urgenţa pe care o prezintă. Această primă operaţie va trebui efectuată prin colaborarea tuturor instituţiilor interesate în aceste probleme şi coordonată de un for suprem în cadrul Ministerului Cărbunelui şi al Academiei R.P.R., căreia prin legea de organizare a acestei instituţii îi revine sarcina de coordonare şi dirijare a activităţii de cercetare ştiinţifică şi tehnică în ţara noastră.

b) In al doilea rînd va trebui să se treacă de urgenţă la o radicală reorganizare a institutelor de cercetări şi la trasarea unei concepţii noi în organizarea şi efectuarea cercetărilor ce vor fi întreprinse în acest cincinal. Fără a subestima importanţa cercetărilor de laborator — pentru efectuarea cărora în condiţiuni satisfăcătoare va trebui să se treacă la dotarea completă a laboratoarelor cu aparatură modernă şi de precizie — considerăm de cea mai mare importanţă pentru rezolvarea practică a celor mai multe dintre problemele ce se pun industriei noastre, construirea de urgenţă de staţii pilot fixe sau transportabile, adecvate diferitelor categorii de substanţe minerale. Menţionăm pentru justificarea acestei măsuri, rolul pe care l-au avut instalaţiile pilot din Valea Jiului în rezolvarea problemei fabricării cocsului din cărmuni indigeni şi a spălării cărbunilor medii cu suspensii grele şi a instalaţiei pilot de flotaţie şi cianurare, construită recent la întreprinderea minieră Petre Gheorghe, reg. Baia Mare, în rezolvarea unei serii de probleme privind minereurile din această regiune. Instalaţiile pilot ce se vor construi trebuie să fie astfel concepute ca să permită verificarea pe scară mare a încercărilor de laborator celor mai variate şi în special, să permită efectuarea de încercări cu procedee noi, care pe scară de laborator dau în general rezultate mai puţin concludente decît de exemplu încercările de flotaţie.

c) In paralel cu activitatea desfăşurată în cadrul institutului de cercetări departamentul ICEPROC — la care va trebui să se adauge activitatea ştiinţifică a institutelor noastre de învăţămînt superior (Institutele de Mine din Bucureşti şi Petroşani şi Institutul Politehnic din Bucureşti) şi a institutelor de cercetări ale Academiei R.P.R. (Centrul de cercetări metalurgice din Bucureşti etc.) — va trebui să se intensifice în mod deosebit cercetările pentru îmbunătăţirea funcţionării actualelor instalaţii şi experimentarea de utilaje noi şi care vor trebui efectuate de întreprinderile însăşi, în cadrul planului lor tehnic şi în colaborare cu institutele de cercetare. Considerăm că aceste probleme nu pot fi nicăieri mai bine studiate decît în cadrul uzinelor de preparare şi cu personalul tehnic al acestora, care cunosc problemele întreprinderii respective, şi unde experimentarea de metode, dispozitive sau utilaje noi va conduce la obţinerea de rezultate mult mai viabile şi de indici practici, care pot fi hotărîtori în aprecierea sau alegerea soluţiilor tehnice.

In acest scop, este necesar ca instalaţiile de preparare — cel puţin cele mai importante — să fie dotate cu laboratoare în care să se poată executa încercările reclamate de aceste studii şi de controlul procesului tehnologic, evitîndu-se însă tendinţele nesănătoase manifestate în cîteva cazuri de a se transforma asemenea laboratoare în laboratoare didactice.

d) Institutele de proiectare, care în general trăiesc de la depărtare realităţile de pe teren, vor trebui să-şi desfăşoare activitatea de cercetare într-un contact permanent cu întreprinderile şi institutele de cercetare. documentîndu-se din timp asupra rezolvării diferitelor probleme care vor trebui să-şi găsească concretizarea în proiectele ce le vor elabora. Ele vor trebui să fie perfect documentate asupra diferitelor procese tehnologice moderne, dimensionarea şi funcţionarea diferitelor utilaje noi şi indici tehnico-economici caracteristici acestora, urmărind sau luînd parte în acelaş timp la diferitele experimentări şi cercetări ce vor fi efectuate în instalaţiile industriale sau instalaţiile pilot.

e) Problema documentării asupra tuturor realizărilor tehnice şi ştiinţifice din alte ţări şi în special din U.R.S.S. constituie de altfel una din problemele esenţiale în orientarea justă a întregei activităţi ce se va desfăşura în cadrul institutelor de cercetare şi de proiectare şi în cadrul întreprinderilor. Difuzarea cît mai largă a revistelor şi cărţilor de specialitate sovietice şi străine, intensificarea tipăririi de traduceri şi de lucrări de sinteză etc. de către I.D.T. şi Editura Tehnică, reorganizarea şi difuzarea în masă a Revistei Minelor — care trebuie să devină un „Vade-mecum" al tuturor tehnicienilor din industria minieră — organizarea de conferinţe şi consfătuiri în cadrul ASIT-ului pe teme privind tehnica nouă în domeniul preparării, schimb de experienţă între personalul tehnic al diferitelor instalaţii şi călătorii de studii în străinătate, vor contribui în mod incontestabil la ridicarea nivelului tehnic al tuturor celor angrenaţi în ducerea la bun sfîrşit al sarcinilor atît de importante ce revin acestui sector al industriei miniere.

f) O importanţă covîrşitoare în realizarea acestui obiectiv revine formării cadrelor tehnice de toate gradele, în special a maiştrilor şi inginerilor, care în general nu sînt raţional folosite şi polarizate în jurul problemelor tehnice esenţiale ale sectorului. Reforma recentă privind formarea de lucrători calificaţi pe calea uceniciei şi a maiştrilor prin şcolile de maiştri, care sîntem convinşi că vor da rezultate superioare celorlalte forme de învăţămînt aplicate pînă acum un an, va trebui să fie urmată şi de reexaminarea formării cadrelor de ingineri de specialitate, însă cu o cultură politehnică, mult mai adecvată evoluţiei rapide pe care o înregistrează tehnica modernă, specificului industriei noastre miniere şi spiritului ce se degajă din directivele şi lucrările celui de al 2-lea Congres al P.M.R.

Bibliografie

A. *Bibliografie generală*

[1] *Polkin S. I.*: Prepararea Minereurilor, Moscova, 1953.
[2] *Taggart A.*: Manual de prepararea minereurilor, New-York, 1945.
[3] *Kirchberg H.*: Prepararea substanţelor minerale miniere, Jena, 1953.
[4] *Taryan G*: Prepararea minereurilor, Buda-Pesta, 1954.
[5] *Vanci Gh.*: Procedee noi în tehnica preparării substanţelor minerale utile, I.D.T., 1955.

B. *Bibliografie referitoare la sfărîmare şi ciuruire*

[1] *Andreev S.*: Legile sfărîmării, Gornî Jurnal, nr. 7/1952.
[2] *Perov, Brandt*: Măcinarea minereurilor, Trad. I.D.T., 1950.
[3] *Bond T.*: A treia teorie a sfărîmării, Mining Engineering 1952, pag. 484—494.
[4] *Kiesskalt S.*: Probleme privind interpretarea rezultatelor sfărîmării fine, Chemische Ingenieur Technik, nr. 26/1954.
[5] *Puffe E.*,: Posibilităţile şi avantajele introducerii morilor cu şoc (Prallmühlen) în operaţiile de preparare. Erzmetall 1950, pag. 41—47, 75—79.
[6] *Ackermann L.*: Sfărîmarea prin percuţie, Mining Magazine, 1953, nr. 89.
[7] *Bertumé I.*: Concepţii noi asupra caracteristicilor bilelor măcinătoare, Revista Minelor nr. 9/1951.
[8] *Bertumé I.*: Principiile de bază ale operaţiilor de măcinare a minereurilor, Revista Minelor, nr. 3/1951.
[9] *Bertumé I.*: Date actuale privind teoria şi practica măcinării în morile cu bile, Revista Minelor, nr. 5—6/1954.
[10] *Riedel E.*: Importanţa suprafeţelor de ciuruire în tehnica ciuruirii, Erdöl und Kohle, 1952, pag. 171—173, 222—226.
[11] *Thein K.*: Influenţa măsurilor pentru combaterea prafului în exploatările miniere, asupra ciuruirii desprăfuirii din instalaţiile de preparare, Glückauf, nr. 39—40/1954.
[12] *Michelin F.*: Strangularea ciuruirilor cu debit mare prin înfundare, Revue de l'industrie minerale, nr. 4/1951.
[13] *Liadnov K.*: Ciuruirea mineralelor utile, Moscova, 1948.
[14] *Kluge A.*: Aparate noi de ciuruire în tehnica preparării, Erdöl und Khole, 1951, pag. 705—711.

C. *Bibliografie referitoare la clasarea şi concentrarea gravimetrică*

[1] *Nevski V. B.*: Intensificarea cercetărilor asupra teoriei metodelor gravimetrice de preparare, Gornîi Jurnal, nr. 4/1953.
[2] *Meyer F. M.*: O teorie nouă asupra mecanismului de sedimentare şi consecinţele ei asupra diagramei cursei pistonului la maşinile de zeţaj, Revue de l'industrie minerale, nr. 1/1951.
[3] *Verhovschi I., Hvan V.*: Prepararea fracţiei mărunte neclasate de cărbuni prin metoda zeţajului de înaltă frecvenţă, Ugol, nr. 6/1953.
[4] *Tarjan G.*: Contribuţii la teoria clasică a zeţajului, Acta Technica Hungariae, 1953, fasc. 1—2.
[5] *Kombel I.*: Perspectivele maşinilor de zeţaj în instalaţiile de preparare moderne, Annales des Mines Belges, 1953, pag. 367—380.
[6] *Ovan Loon*: Comparaţie între aparatele de spălare cu lichide grele şi maşinile de zeţaj cu piston, Revue de l'industrie minerale, nr. 5/1951.
[7] *Vlad. P.*: Analiza forţelor care acţionează asupra grăuntelui mineral în procesul zeţajului, Revista Minelor, nr. 4/1954.
[8] *Frumosu B.*: Noi teorii asupra preparării cărbunilor prin zeţaj, Revista Minelor, nr. 10/1954.
[9] *Zemleanschi P. P.*: Prepararea minereurilor în medii dense, Moscova, 1953.
[10] *Muzilev G. A.*: Prioritatea asupra altor procedee a preparării huilei şi antracitului în medii dense, Ugol, nr. 8/1952.
[11] *Ridley S.*: Proectarea spălătoarelor de cărbuni prin metoda cu medii dense şi descrierea unei instalaţii Ridley-Sholes, Revue de l'industrie minerale, nr. 3/1951.
[12] *Schönmüller I. L.*: Spălarea în medii dense pe transportor cu bandă, un procedeu nou pentru tratarea cărbunilor bruţi, Revue de l'industrie minerale, nr. 3/1951.

[13] *Boucher, Belugon, Colin :* Studiul unei mașini de zețaj cu medii dense, Revue de l'industrie minerale, nr. 3/1951.

[14] *Piromet A.:* Evoluția spălării prin aluvionare în special a procedeului Rheo, Revue de l'Industrie minerale, nr. 1/1951.

[15] *Thunaes, Spedler :* O nouă metodă pentru separarea pe mese a materialului fin, Glückauf, 1950, pag. 228.

[16] *Laskoschi T.:* Influența progresului realizat în prepararea mecanică asupra reducerii pierderilor de cărbune. Tradus din limba polonă, Colecția Mine și Petrol, nr. 3/1955, I.D.T.

[17] *Ferrond I.:* Concentrarea minereurilor de wolfram mai mici de 75 μ pe mese basculante, Revue de l'industrie minerale, nr. 1/1954.

D. *Bibliografie referitoare la hidrocicloane, jgheaburi spirale, etc.*

[1] *Trawinski H.:* Generalități asupra utilizării hidrocicloanelor în prepararea minereurilor, Erzmetall, nr. 2/1952.

[2] *Driessen M. C.:* Teoria scurgerii într-un ciclon. Influența turbulenței și interpretarea ei matematică, Revue de l'Industrie minerale, nr. 3/1951.

[3] *Tarjan G :* Asupra teoriei și utilizării hidrocicloanelor, Acta Technica Hungariae, 1953, pag. 390—408.

[4] *Szantho E.:* Rezultatele obținute în urma înlocuirii clasoarelor mecanice cu hidrocicloane la instalația Romsbeck și Bernsberg, Erzmetall, nr. 12/1954.

[5] *Criner H.:* Ciclonul îngroșător, Revue de l'Industrie minerale, nr. 4/1951.

[6] *Kriggsman:* Incercări și rezultate industriale cu hidrocicloane, Chem. Eng. Technik, 1951, pag. 540—542.

[7] *Trawinski H.:* Hidrociclonul ca aparat ajutător pentru înobilarea materiilor prime, Chim Ing. Technik, 1953, pag. 331—341.

[8] *Ter Lincen A.:* Incercări cu separatoarele cicloane. Ton Industrie Keramische Rundschau, nr. 3—4/1953.

[9] *Winkler:* Prepararea materialelor fine și foarte fine, Bergbautechnik, nr. 2—3/1953.

[10] *Hubbard, Brown, Welker :* Spiralele Humphrey pentru concentrarea cărbunilor sub 0,35 mm, Revue de l'industrie minerale, nr. 3/1951.

[11] *Thompson:* Spiralele Humphrey. Cîteva aplicații recente și perspective, Engineering Mining Journal, 1950, pag. 87.

[12] *Devcenko I. K.:* Utilizarea luminii colorate la alegerea manuală, Ugol, nr. 3/1953.

[13] *Gründer W.:* Un procedeu nou de scăderea conținutului de cenușă din cărbuni curați, Glückauf, nr. 39—40/1954.

[14] *Bertumé I.:* Cîteva precizări în legătură cu funcționarea cicloanelor desprăfuitoare, Revista Minelor, nr. 3/1955.

E. *Bibliografie referitoare la flotație*

[1] *Huber-Panu I.:* Studiul actual al bazelor teoretice ale flotației, Revista Minelor, nr. 12/1954.

[2] *Classen, Macrusov :* Introducere în teoria flotației, Moscova, 1953.

[3] *Placsin I. V.:* Acțiunea gazelor și reactivilor asupra mineralelor în procesul de flotație, Colecția Tehnică, Izvestia Acad. Nauc. S.S.S.R., nr. 12/1950.

[4] *Beloglasov K.:* Legile procesului de flotație Trad. I.D.T., 1952.

[5] *Classen I.:* Influența șlamurilor fine asupra flotației, Gornîi Jurnal, nr. 10/1950.

[6] *Eigheles M.:* Bazele teoretice ale flotației mineralelor nemetalifere, Moscova, 1952.

[7] *Classen V. I.:* Elementele teoriei flotației cărbunilor, Moscova, 1953.

[8] *Brown, Holmes :* Cîteva progrese în principiile flotației cărbunilor. Revue de l'industrie minerale, nr. 1/1951.

[9] *Emilianov D. S.:* Teoria și practica flotației cărbunilor, Moscova, 1954.

[10] *Quittkat G.:* Evoluția aparatelor de flotație moderne, Erzmetall, 1950, pag. 259—264.

F. *Bibliografie referitoare la separarea magnetică și electrostatică*

[1] *Laurilla Erkki:* Separatorii magnetici cu magneți permanenți pentru separarea minereurilor de fier puternic magnetice și foarte fine, Stahl und Eisen, nr. 25/1954.

[2] *Kulibin V. A.:* Prepararea minereurilor pentru topire, (Trad. din l. rusă), I.D.T., 1952.

[3] *Dergaci V., Datine I.:* Procesele electromagnetice de preparare, Moscova, 1947.

[4] *Beaurain, Emery:* Imbogățirea prafurilor prin prăjire magnetizantă în pat fluidizat, urmată de separarea magnetică în cîmpuri de mică intensitate, Revue de l'Industrie minerale, nr. 12/1953.

[5] *Szantho E.:* Prepararea electrostratică în industria rocelor și pămînturilor, Tonindustrie und Keramische Rundschau, nr. 5—6/1953.

[6] *Olofinschi N. F.:* Metode electrice de innobilare, Moscova, 1953.

G. *Bibliografie referitoare la desecare și însilozare*

[1] *Melnicov A. G.:* Gospodărirea sterilului la uzinele de preparare, Moscova, 1950.

[2] *Kell S., Saichin M.:* Epurarea apelor reziduale de la instalațiile de prepararea cărbunilor din Valea Jiului, Revista Minelor, nr. 12/1955.

[3] *Lemke K.:* Căile și scopurile desecării materialului fin și foarte fin în instalațiile de prepararea cărbunilor, Glückauf, nr. 17—18/1955.

[1] *Lemke K.:* Noi posibilități de desecare statică. Glückauf, nr. 39—40/1954.

[5] *Paul H.:* Filtrele cu vid în instalațiile de prepararea cărbunilor, Bergbauarchiv, nr. 11—12/1952.

[6] *Kell S., Vlasie N.:* Deshidratarea îngroșatului format în decantoarele de șișt de la spălătoriile de cărbuni din Valea Jiului, Revista Minelor, nr. 9/1955.

H. *Bibliografie referitoare la controlul instalațiilor etc.*

[1] *Kerkovschi I.:* Bazele proectării și conducerii proceselor de innobilare a mineralelor utile, Moscova, 1949.

[2] *Huber Panu I.:* Criteriile de bază pentru stabilirea indicilor principali și controlul instalațiilor de preparare, Revista Minelor, nr. 3—4/1953.

[3] *Saveliev V.:* Aplicarea metodelor sovietice de luarea probelor și de calcul al indicilor de funcționare de flotație din R.P.R., Revista Minelor, nr. 5/1953.

[4] *Rommler E.:* Indicii caracteristici ai dispersiunii particulelor în produsele măcinării, Zeitschrift, V. D. I., 1944.

[5] *Fomin I.:* Despre proprietățile de îmbogățirea cărbunilor, Ugol, nr. 7/1950.

[6] *Rammler E.:* Interpretarea analizelor granulometrice Freiberger Forschungshefte, nr. 11/1952.

[7] *Preigherson G. I.:* Despre clasificarea cărbunilor după susceptibilitatea lor de innobilare, Edit. Acad. R.P.R., Seria Tehnică, nr. 14.

[8] *Meyer H.:* Criterii noi pentru controlul instalațiilor de prepararea cărbunilor, Glückauf, nr. 39—40/1954.

[9] *Tromp K.:* Noțiuni de probabilități în preparare, Revue de l'industrie minerale, nr. 11/1950.

[10] *Stratman:* Determinarea preciziei separației la instalațiile de preparare a cărbunilor cu ajutorul calculului probabilităților, Revue de l'Industrie minerale, nr. 11/1950.

[11] *Duval R.:* Aplicarea noţiunilor de statistică matematică la instalaţiile de preparare, Revue de l'Industrie minerale, nr. 4/1954.

[12] *Ioos M. R.:* Punctul de vedere economic în spălătoria cărbunilor bruţi, Revue de l'Industrie minerale, nr. 6/1951.

[13] *Vanci Gh.:* Probleme privind îmbunătăţirea indicilor funcţionării flotaţiilor de minereuri neferoase, Revista Minelor, nr. 11/1954.

[14] *Dinu V.:* Contribuţii la teoria separării cărbunilor în trei produse, Revista Minelor, nr. 9/1954.

[15] *Seyer R.:* Consideraţiuni economice în operaţiile de preparare mecanică a minereurilor şi cărbunilor, Rev. de l'Ind. minerale, nr. 5/1951.

[16] *Savadian A. L.:* Controlul procesului tehnologic la fabricile de flotaţie, Moscova, 1954.

[17] *Covalschi I. L.:* Automatizarea şi controlul proceselor de preparare, Moscova, 1953.

[18] *Dinu V.:* Instalaţia de semnalizare la preparaţia Petrila, Revista Minelor nr. 4/1954.

[19] *Hrisanide D.:* Principii de proectarea instalaţiilor de preparare mecanică a cărbunilor, Revista Minelor, nr. 10—11/1951.

I. *Bibliografie referitoare la prepararea diferitelor substanţe utile*

[1] *Götte A.:* Stadiul actual al preparării cărbunilor din R.F.G., Zeitschrift V.D.I., 1954, nr. 27 şi 35; 1955, nr. 4 şi 9.

[2] *Dinu V.:* Incercări semiindustriale de prepararea cărbunilor cu ajutorul mediilor dense, Revista Minelor, nr. 11/1953.

[3] *Hrisanide D.:* Progrese în tehnica spălării cărbunilor în R.P.R., Revista Minelor, nr. 8/1954.

[4] *Abraham L.:* Probleme actuale de cercetare şi prepararea şi valorificarea cărbunilor în R.P.R., Revista Minelor, nr. 9/1954.

[5] *Lemke K.:* Importanţa procedeului de separare în medii dense în prepararea cărbunilor. Privire retrospectivă asupra Congresului preparatorilor de la Paris, Glückauf, 1950, pag. 975—988.

[6] *Paul H.:* Sortarea cărbunilor bruţi în medii dense S. K. B la mina Hauorden, Glückauf, nr. 39—40/1954.

[7] *Götte A.:* Procedeul Svenson Stripa de separare în medii dense, Aachener Blätter, nr. 5/1954.

[8] *Galtz A.:* Prepararea în medii dense la instalaţia de preparare Colbecht, Stahl und Eisen, nr. 17/1954.

[9] *Jacobs W.:* Rezultatele obţinute pînă în prezent prin metoda cu medii dense în instalatia Morgenchtern, Stahl und Eisen, nr. 17/1954.

[10] *Burghardt O.:* Metoda de separare în medii dense la prepararea sideritelor de la instalatia „Alte Hütte" din Wissen, Stahl und Eisen, nr. 17/1954.

[11] *Vanci Gh.:* Uraniul, combustibil nuclear. Revista Minelor nr. 10/1955.

[12] *Nedin, Sostak:* Pe marginea problemei privitoare la prepararea minereurilor din bazinul Crivoi Rog, Gornîi Jurnal, nr. 2/1952.

[13] *Beauvais, Emery:* Concentrarea minereurilor de fier din Franţa Metropolitană. Revue de l'industrie minerale, nr. 12/1953.

[14] *Iudinici G. I.:* Prepararea minereurilor de metale feroase, Trad. I.D.T., 1950.

[15] *Puffe E.:* Instalaţii noi de la întreprinderile Nuchernich sub aspectul preparării mecanice, Erzmetall, nr. 4/1954.

[16] *Rey M.:* Tratarea minereurilor oxidate de plumb, cupru şi zinc, Annales des Mines, nr. 1/1955.

[17] *Carrol I.:* Flotaţia minereurilor de mangan, Mining Engineering, nr. 3/1954.

[18] *Miche R.:* Aspecte ale flotaţiei fosfaţilor din Africa de Nord, Revue de l'Industrie minerale, nr. 3/1954.

[19] *Placsin, Suverovskaia:* Prelucrarea hidrometalurgică a concentratelor complexe de aur, cupru, arsen, Culegere de lucrări ştiinţifice a Institutului Kalinin, 1950.

[20] *Dorr, Bosqui:* Cianurarea şi concentrarea minereurilor de aur şi argint, New-York, 1950.

[21] *Vanci Gh., Popa M.:* Studii experimentale asupra metalurgiei minereurilor foarte bogate în aur şi argint, Buletinul I.N.C.T. nr. 3—4/1948.

[22] *Schmidt F.:* Despre cianurarea minereurilor auroargentifere cu conţinut de sulfuri şi caolin, Revista Minelor, nr. 6/1954.

[23] *Gunnachio A.:* Flotaţia în acizi graşi a minereurilor cu fosfaţi de uraniu, Revue de l'Industrie minerale, nr. 2/1954.

★

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НАШЕЙ СТРАНЫ В СВЕТЕ ДОСТИЖЕНИЙ В ОБЛАСТИ ТЕХНИКИ ОБОГАЩЕНИЯ (II)

В статье опубликованной в № 12/1955 журнала, делается обзор зарубежных достижений в течение последних лет в области механического обогащения. Описаны наиболее важные методы и современная аппаратура, используемая для их применения.

В настоящей статье рассматриваются различные проблемы, выдвигаемые использованием полезных ископаемых, особенно бедных руд в РНР и возможности применения новейших способов и аппаратов для обогащения каменного угля, лигнитов, комплексных золотоносных руд и различных неметаллических минеральных веществ, причем для некоторых случаев приводятся технологические схемы.

В заключение подчеркивается значение организации научно-исследовательских институтов, исследований на пилотных и промышленных установках с целью уточнения оптимальных условий использования руд, углей и неметаллоносных минеральных веществ в РНР.

DIE VERWERTUNG DER INLAENDISCHEN NUTZBAREN MINERALISCHEN ROHSTOFFE IN ANBETRACHT DER IN DER AUFBEREITUNGSTEHNIK ERZIELTEN FORTSCHRITTE (II)

In dem Aufsatz, der in der „Zeitschrift für Bergbau" 1955 Heft 12, erschienen ist, werden die in den letzten Jahren im Auslande auf dem Gebiete der Aufbereitung erzielten Fortschritte gezeigt und die herrschender Enwicklungstendenzen erläutert.

In der vorliegenden Aufsatz werden diese Betrachtungen fortgesetzt. Es werden die verschiedenen Fragen erwähnt, die in der Rumänischen Volksrepublik bei der Verwertung der nutzbaren, besonders metallarmen mineralischen Rohstoffe entstehen. Es werden die Anwendungsmöglichkeiten gezeigt, die die verschiedenen modernen Verfahren und Apparte bieten, und zwar in der Aufbereitung von Stein- und Braunkohle, verschiedenen Nichterzen, Eisen- und Manganerzen, Komplexerzen, Golderzen, u. s. w. In einigen Fällen werden die Stammbäume der betreffenden Anlagen angegeben.

Abschliessend wird die Bedeutung hervorgehoben, die in der Rumänischen Volksrepublik dem Schaffen von Versuchsanstalten und Untersuchungslaboratorien zukommt. Es wird ferner gezeigt, dass die Durchführung von Gross- und Betriebsversuchen für die Ermittlung der geeigneten Verfahren zur Verwertung der rumänischen Erzem Kohlen und Nichterze von wesentlicher Bedeutung ist.

Contribuții la realizarea unui procedeu romînesc pentru brichetarea cărbunelui mărunt

Dr. ing. **Const. Crețulescu**

Către sfîrșitul anului 1955, Direcția Generală de Aprovizionare a populației cu Combustibil de pe lîngă Consiliul de Miniștri și Ministerul Industriei Cărbunelui, au acceptat punerea în aplicare pe scară industrială, a unui procedeu nou de brichetare a cărbunelui mărunt, ce se deosebește fundamental de actualele procedee de brichetare utilizate în prezent la noi în țară și care sînt de proveniență străină.

Actualele procedee de brichetare utilizate de industria noastră carboniferă, realizează brichete din cărbunele mărunt, preparat în anumite condiții de granulație și umiditate, amestecat prin pulverizare cu smoală topită, amestecul fiind apoi presat la cald în instalații speciale de presare.

Prin noul procedeu de brichetare, se obțin brichete utilizabile din cărbunele mărunt, la rece și fără presiune.

In actualele procedee de brichetare, producția de brichete presupune o instalație industrială care necesită investiții importante în mașini și utilaje tehnice și pe lîngă construcțiile aferente, mai necesită consumuri importante de apă, abur și energie electrică.

Prin procedeul de brichetare la rece și fără presiune a cărbunelui mărunt, se obțin brichete utilizabile fără să fie nevoie de utilaj tehnic special, nici de o preparare sau sortare prea îngrijită a cărbunelui mărunt și nici de consum de energie mecanică sau electrică.

Descrierea noului procedeu de brichetare

Principiul care stă la baza acestui nou procedeu de brichetare se sprijină pe proprietatea emulsiilor și a suspensiilor de bitum de a se separa de apă eliberînd bitum, atunci cînd sînt amestecate cu praf de cărbune.

Prin urmare dacă se amestecă cărbunele mărunt (0—10 mm) cu emulsie de bitum, se obține un aglomerat de cărbune, care întins în strat și expus la aer — prin evaporarea apei din amestecul de cărbune mărunt — emulsia de bitum se întărește și dă o masă rigidă, ce poate fi spartă în bucăți sau tăiată în calupuri.

Cantitatea de bitum, raportată la cărbunele mărunt, ce intră în compoziția acestor brichete fabricate la rece și fără presiune, este de circa 10%, întocmai deci ca în cazul brichetelor fabricate în mod obișnuit la cald în instalațiile actuale de presare.

Aceste bucăți sau calupuri de cărbune pot fi arse în sobe sau pe grătarele cuptoarelor, fără să se crape sau să se deformeze, întocmai ca și brichetele realizate cu prese mecanice din cărbune mărunt amestecat cu smoală topită.

Prin urmare, la depozitele de combustibil din țară, unde anual se produc cîteva mii de vagoane de cărbune mărunt, atît prin manipularea cărbunilor bruni, a brichetelor de cărbuni cît și din exfolierea lignițilOr, se poate valorifica prin acest procedeu în mod integral cărbunele mărunt sub formă de brichete, care pot fi fabricate fără nici un fel de utilaj special, deci fără investiții costisitoare.

Pentru cantitățile imense de cărbune mărunt de la exploatările de lignit, procedeul poate fi mecanizat, pentru asigurarea unei producții mărite de brichete.

In acest scop, amestecarea cărbunelui mărunt cu emulsia de bitum, nu se mai face manual, cum se poate face la depozitele de combustibil, ci cu ajutorul unei betoniere, care asigură o amestecare omogenă și o productivitate mărită acestei operații.

De asemenea, masa de aglomerat de cărbune, adică amestecul de emulsie și cărbune mărunt nu se mai întinde sub forma unui strat pentru a se usca la aer, căci uscarea ar dura astfel prea multe zile, ci aglomeratul ieșit din betonieră, este trecut într-o presă de cărămidă care fasonează aglomeratul printr-o ușoară presare (circa 0,5 kg/cm^2) dîndu-i o formă geometrică regulată (de brichetă) și apoi brichetele ieșite astfel ude — cu circa 40% umiditate — sînt primite pe o bandă transportoare și introduse într-un tunel de uscare rapidă cu raze infraroșii *).

---

*) In locul razelor infraroșii se poate utiliza un curent de aer cald.

Din tunelul cu raze infraroşii, brichetele ies uscate şi merg în silozuri de depozitare.

Este de la sine înţeles că rezistenţa la manipulare, la transport ca şi la stocare pe timp călduros a acestor brichete, care sînt realizate prin recompunerea într-o masă omogenă a particulelor de bitum dispersate în apa din emulsie, depinde de calitatea bitumului care a fost emulsionat.

De aceea pentru brichetarea la rece şi fără presiune se foloseşte o emulsie preparată dintr-un bitum cu punct ridicat de topire, astfel ca după evaporarea apei din sistemul praf de cărbune — liant, praful de cărbune să rămînă legat într-o masă rigidă de bitum.

Pentru brichetarea la rece şi fără presiune a cărbunelui mărunt se pot folosi fie emulsii preparate dintr-un bitum de petrol cu punct ridicat de topire, fie suspensii de bitum preparate din rocă bituminoasă (bitum natural).

Pentru ilustrarea calităţii brichetelor obţinute la rece şi fără presiune, redăm în tab. 1 caracteristicele fizico-chimice ale brichetelor preparate după acest procedeu din praful de cărbune aflat în incinta Depozitului de Combustibil Nr. 4 din Bucureşti, cuprinse în Buletinul de analiză Nr. 906 din 19 august 1955 al Institutului de Cercetări Ştiinţifice al Ministerului Căilor Ferate.

Analizele au fost efectuate conform Standardelor de Stat în vigoare pentru cărbuni.

Din examinarea acestui buletin de analiză, rezultă că brichetele obţinute la rece şi fără presiune, corespund întru totul condiţiilor cerute de standardele în vigoare pentru brichetele combustibile fabricate din cărbune mărunt în instalaţii industriale ce utilizează presiunea.

La brichetele preparate cu emulsie de bitum natural se înregistrează — cum era dealtfel de aşteptat — o creştere a procentului de cenuşe, din cauză că roca bituminoasă conţine nisip şi argilă care ridică implicit procentul de cenuşe al brichetei.

In ce priveşte preţul de revenire al acestor brichete, dacă se ia ca bază de calcul pentru materia primă — praful de cărbune — preţul de 96 lei tona, atunci preţul de cost al brichetelor fabricate după acest procedeu revine între 180—200 lei tona.

Dacă se ţine seama că procedeul brichetării la rece şi fără presiune, redăm în tabela 1 caaplicat pentru valorificarea cărbunelui mărunt din depozitele de combustibil, nu necesită investiţii mari şi nici nu cere timp pentru proiectarea, montarea şi punerea în funcţiune a instalaţiilor de brichetare, cum se întîmplă în cazul brichetării după actualele procedee la cald şi sub presiune, se vede de la început importanţa acestui nou procedeu de brichetare.

Procedeul brichetării la rece şi fără presiune, mai este important şi prin aceea că poate fi aplicat şi local, adică de orice uzină, întreprindere sau instituţie, care îşi poate bricheta singură, în incinta proprie, tot cărbunele mărunt, fără să fie nevoie de un utilaj special pentru acest scop.

Tabela 1

Caracteristice raportate la proba iniţială	Cărbunele mărunt supus brichetării	Brichete cu emulsie din bitum natural	Brichete cu emulsie din bitum de petrol
Absorbţia de apă, % .	—	6,74	7,45
Umiditate totală, % .	4,43	4,55	9,04
Materii vol. combust., %	38,07	36,90	39,24
Cenuşa, %	23,47	32,59	21,94
Subst. combust. totale, %	72,10	62,86	69,02
Puterea calorifică superioară, kcal/kg . . .	5498	5061	5375
Puterea calorifică inferioară, kcal/kg . . .	5227	4864	5116
Sulf combustibil, % . .	2,41	2,20	2,33
Cenuşa, % (raportată la proba uscată la 105°C)	24,56	34,14	24,12
Rezistenţa la manipulare (aruncare pe ciment de la 2 m, înălţime)	—	Rezistă	Rezistă

★

ПО ВОПРОСУ ОСУЩЕСТВЛЕНИЯ РУМЫНСКОГО МЕТОДА БРИКЕТИРОВАНИЯ УГОЛЬНОЙ МЕЛОЧИ

Резюме

На основе нового метода получаются холодным способом и без давления доброкачественные брикеты из угольной мелочи. Применение описываемого способа не нуждается в специальном техническом оборудовании

BEITRAG ZUR AUSARBEITUNG EINES RUMÄNISCHEN VERFAHRENS ZUM BRIKETTIEREN VON FEINKOHLE

Zusammenfassung

Durch das neue Verfahren lassen sich gebrauschsfähige Briketts aus Feinkohle bei Zimmertemperatur und ohne Druckanwendung herstellen. Hierzu sind keine besonderen maschinellen Einrichtungen nötig.

Contribuție la stabilirea nivelmentului trigonometric la distanțe mari

influența sfericității

Prof. ing. **R. Filimon**

In demonstrațiile clasice ale formulei corecției de sfericitate, care intervine în nivelmentul geodezic (adică în fond în nivelmentul trigonometric la distanțe mari), se folosește de obicei o aproximare a acestei corecții, bazate pe dezvoltări în serie a funcțiilor $\sin\left(\varphi+\frac{\alpha}{1}\right)$ și $\cos\ (\varphi+\alpha)$, care intervin în relația $\frac{\Delta H}{AC} = \frac{\sin\left(\varphi+\frac{\alpha}{2}\right)}{(\cos\ \varphi+\alpha)}$, stabilită în prealabil (vezi fig. 1).

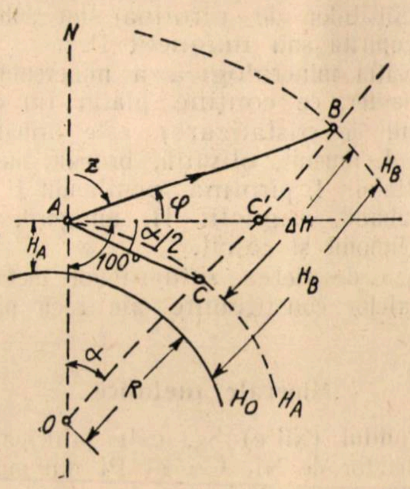


Fig. 1

Propunem o cale mai expeditivă pentru stabilirea aceleiași formule, astfel:

Din fig. 1 se vede că unghiul real de înclinare al vizei AB este: $\varphi+\frac{\alpha}{2}$, dar teodolitul din stația A — avînd limbul în planul orizontal H — va măsura ca unghi de înclinare doar unghiul φ.

Efectul unghiular (S'') al sfericității este așa dar egal cu $\frac{\alpha}{2}$ afectat de semnul minus.

Deci corecția unghiulară de sfericitate va fi egală și de semn contrar cu precedenta, deci

$$S'' = +\frac{\alpha}{2}. \qquad (1)$$

Corecția lineară de sfericitate $S = CC''$ în figură, rezultă ca valoare din triunghiul $AC'C$ asimilat cu un triunghi dreptunghi, ceea ce se poate face din cauza dimensiunilor și proporțiilor reale ale laturilor sale (disproporționat reprezentate în fig. 1).

In adevăr din triunghiul $AC'C$ se obține:

$$S = C'C = AC\ \mathrm{tg}\ C'' \cong AC\frac{\alpha}{2}. \qquad (2)$$

Notînd $AC = D$ și avînd din figură:

$$AC = D = R\alpha,$$

rezultă

$$\frac{\alpha}{2} = \frac{D}{2R}. \qquad (3)$$

Introducînd valoarea (3) în (2), se capătă știind că: $AC = D$

$$S = +\frac{D^2}{2R}. \qquad (4)$$

Notă. Asimilarea triunghiului $AC'C$ folosită și în diverse alte demonstrații, este riguros legitimă căci, luînd cazul cel mai defavorabil al unei vize maximale $D = 10$ km (lungimea maximă în nivelmentul geodezic) și admițînd asimilarea obișnuită arc $AC \cong D$, precum și gradația centesimală a cercului în 400^c iar $1^c = 100'$ și $1' = 100''$, se vede că pentru $D = 10$ km corespunde un unghi la centru $\alpha = 10'$, deci $\frac{\alpha}{2} = 5'$. Din triunghiul ACO, unde $\alpha = 10'$, rezultă apoi unghiurile:

$$\sphericalangle A = \sphericalangle C = \frac{200^c - 10'}{2} = 99^c{,}95 \text{ și apoi}$$

$$\sphericalangle ACC' = 100^c{,}05'$$

$$\sphericalangle C' = 200^c - (100^c{,}05' + 05') = 99^c{,}90'$$

$$\sphericalangle C'AC = \frac{\alpha}{2} = 5'.$$

Calculînd lungimile laturilor din triunghiul ACC' se obține:

$$\frac{\sin C'}{D}=\frac{\sin\frac{\alpha}{2}}{CC'}\ \text{sau}\ \frac{\sin 99^c,90'}{10\ \text{km}}=\frac{\sin 5'}{S}\ \text{de unde:}$$

$$S=\frac{10\text{km}\times\sin 5'}{\sin 99^c,15'}=\frac{10\,000\ \text{m}\times 0,000\,785}{0,999\,999}\cong$$

$$\cong\frac{7,85}{1}=7,85\ \text{m.}\qquad(5)$$

Avînd acum din (4):

$$S=\frac{D^2}{2R}=\frac{10^2}{12\,740}\quad(\text{Luînd } R=6\,370\ \text{km})$$

sau

$$S\cong\frac{100}{13}=7,70\ \text{m.}\qquad(6)$$

Comparînd valorile (5) cu (6) rezultă o diferență:

$$\delta=7,85-7,70=0,15\ \text{m.}$$

Imprecizia de 15 cm introdusă de această asimilare pentru o viză de 10 km este cu totul neglijabilă, în această metodă de nivelment, unde toleranțele uzuale sînt de 20—30 cm pentru 1 km lungime de viză.

Mineralizații cupro-nichelifere cu conținut de platin în piroxenitele din Banatul de sud

Ing. C. Superceanu
Institutul de Cercetări Miniere București

Articolul de față, semnalează o nouă mineralizație cupro-niceliferă, cu conținut de platin, situată în piroxenitele din Banatul de sud, în regiunea Eibental.

Regiunea este caracterizată din punct de vedere petrografic, printr-un masiv puternic de roce gabroice [2], situate între pîrîurile Tisovița și Iuți, care la nord și est, este bordat de o zonă importantă de serpentine [4].

Piroxenitele ce conțin segregațiunile de pirotină niceliferă, fac parte din complexul rocelor diferențiate mixte (dunite, wehrlite, lherzolite, dialagite, troctolite, monschiquite etc.) situate în zona limitrofă (de tranziție) dintre masivul gabroic și rocele ultrabazice serpentinice.

Minereul piroxenitic de cupru-nichel cu conținut de platin, sintetizează mase compacte de augit-dialag (75—80% piroxen, 5—10% antigorit, 1—3% bronzit, 1—2% olivină, 2—5% clorit, 1—2% magnetit și 1—2% sulfuri), ce formează agregate cristaline, de culoare brună verzuie, în care se pot observa cu ochiul liber frecvente segregațiuni de sulfuri, avînd dimensiuni cuprinse între 0,5—2 mm (max. 3 mm).

Platinul a fost identificat spectrografic, în concentratele de sulfuri, precum și în minereul brut.

Picăturile lichidmagmatice de sulfuri, formate prin procese de licuație și dispersate în masa rocei, sînt insinuate printre cristalele prismatice de piroxen, alcătuind plaje cu limite concave cu mai multe ramificații. In general centrele plajelor de pirotină sînt ocupate de cristale hipidiomorfe de pentlandit, iar extremitățile ramificațiilor de pirotină sînt substituite prin calcopirită sau magnetit II.

Compoziția mineralogică a minereului pirotinic-nichelifer, ce conține platin (în ordinea succesiunii de cristalizare) este următoarea: magnetit I, ilmenit, olivină, bronzit, augit-dialag, pentlandit I, pirotină, pentlandit II, calcopirită, cubanit, magnetit II, antigorit, clorite, bravoit, limonit și calcit.

Urmează descrierea mineralelor metalice și a mineralelor constituente ale rocii piroxenitice.

Minerale metalice

Pentlanditul $(NiFe)_9S_8$, este principalul mineral purtător de Ni, Co și Pt din masa mineralizației, prezentîndu-se în două generații distincte și anume:

— *Pentlanditul I.* Majoritatea pentlanditului formează incluziuni idiomorfe cubice și hipidiomorfe (0,03—0,2 mm), situate în centrul sau la periferia picăturilor de pirotină (fig. 5, 6, 7, 9, 10, 12, 13 și 15). Spre deosebire de alte minereuri s-a individualizat înaintea pirotinei, fiind substituit de acestea, de calcopirită și magnetitul II. Conține linii de clivaj după (100) și (110) (fig. 5 și 6).

— *Pentlanditul II,* apare subordonat, sub formă de flăcări (0,05 mm), lentile, pensule etc., fiind orientat pe fisurile pirotinei (fig. 9). Provine neîndoielnic prin imiscibilizarea sistemului $(Ni, Fe)_9S_8$—Fe_6S_7, analog ca în cazul clasicelor zăcăminte de pirotină nicheliferă din Ural, Canada, Norvegia și a aparițiunilor de la noi [3]. Uneori, flăcările de plentlandit sînt incluse și în calcopirită, care a substituit pirotina.

Sistemul FeS—Ni_3S_2, studiat de G. G. Urazov și N. A. Filin [7] explică satisfăcător modurile de apariție și structurile generate de pentlandit, din masa pirotinelor nichelifere lichidmagnatice.

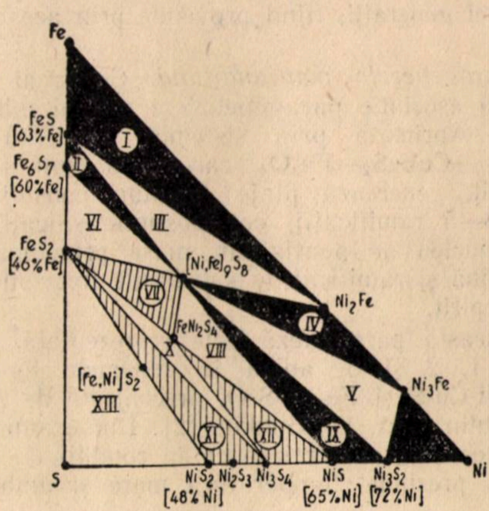


Fig. 1. — Diagrama compozițiilor fazelor minerale și corelațiile paragenetice ale mineralelor din sistemul Fe-Ni-S (după A. G. Betehtin)

Tablou explicativ

Minerale de nichel (sulfuri)

Ni_3S_2 — Heazlewoodit
γ — NiS — Milerit
Ni_{6-7} S_{56}— Beyrichit
Ni_3S_4 — Polidimit
Ni_2S_3 — Parkerit
NiS_2 — Veisit

Minerale de Ni și Fe

Ni_2Fe — Avaruit
Ni_3Fe — Iosefinit
$FeNi_2S_4$ — Violarit
$(Ni, Fe)_9S_8$ — Pentlandit
$(Ni, Fe)_2$ S_3 — Morbachit
$(Fe, Ni)S_2$ — Bravoit

Minerale de fier

Fe — Ferit
α — FeS — Troilit
β — Fe_6S_7 — Pirotină
FeS_2 — Pirită
(Marcasit, Melnicovit)

Tip	Triunghiurile de stabilitate ale paragenezelor	Tipuri metalogenetice de parageneze
I	△ (I, II, III, IV, V)	Parageneze întîlnite în meteoritele sideritice sulfuroase în unele zăcăminte lichid magmatice de segregație și în dunite autohidratate (IV și V).
II	△ (VI, VII, VIII, IX)	Parageneze lichidmagmatice, afectate ulterior de procese autohidrotermale cu acțiune sulfurantă
III	△ (X, XI, XII)	Parageneze autohidrotermale, formate prin sulfurarea pentlanditului; parageneze mesotermale tipice și parageneze hipergene (Bravoit etc.)
IV	△ (XI, XIII)	Parageneze hipergene (în cărbuni etc.)

Din fig. 4 se poate vedea că în diagrama sistemului binar FeS—Ni_3S_2 (pirotină-heazlewoodit), la temperaturi ridicate are loc solubilitatea limitată a componenților în stare solidă. In partea stîngă a diagramei se situează o zonă îngustă de pirotină nicheliferă (soluția solidă I). In domeniul din dreapta, din potrivă se observă o regiune largă de soluții solide sulfuroase (II) bogate în nichel. Aceste soluții, așa cum reiese din diagramă, cu scăderea temperaturii se descompun, individualizînd compusul definit 2FeS . Ni_3S_2 (cu maximul în punctul K, la 650°), care prin studiile röntgenografice s-a stabilit că este pentlandit $(Ni, Fe)_9S_8$.

Acest compus (care în stare naturală conține 34—36% Ni, 30—32% Fe și 0,8—3% Co, adică raportul Fe : (Ni+Co) = 10 : 11), formează cu pirotina nicheliferă, la temperatura de 614°, un eutectoid (în punctul *E*), iar cu Ni_3S_2 o soluție solidă limitată.

Aplicînd această diagramă unei topituri magmatice bazice sau ultrabazice (care desigur este mult mai complexă), cu 1—3% Ni, adică cu compoziția apropiată de punctul FeS ; aceasta va evolua în modul următor :

— La solidificarea topiturii (la aprox. 800—900°), se produc segregațiuni de pirotină nicheliferă (prin fixarea Fe^{+2} și Ni^{+2} de către sulf), sau un amestec de două soluții solide (cu predominarea fazei I), a căror compoziție corespunde punctelor *G* și *D*. Continuînd scăderea temperaturii, în ambele cazuri trebuie să se modifice compoziţiile fazelor variabile (conform liniilor *GM* şi *DE*), pînă cînd punctul figurativ al amestecului va atinge linia *ME*. In acest moment, faza II se descompune, formîndu-se cristale idiomorfe cubice de pentlandit I. Mai jos de 614⁰ vom avea în stare solidă amestecul de pirotină nicheliferă, cu cristalele de pentlandit I, stabilizat, la răcirea ulterioară.

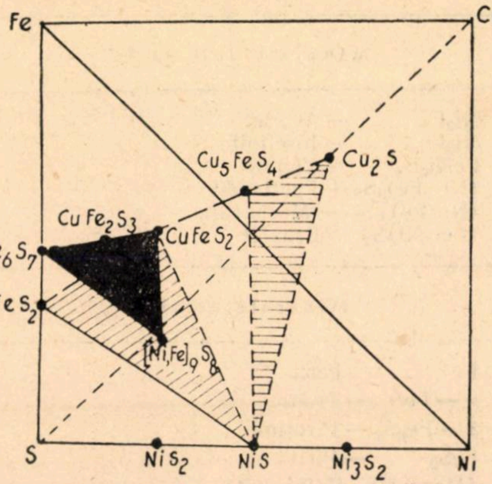


Fig. 2. — Diagrama compoziţiilor fazelor minerale şi corelaţiile paragenetice ale mineralelor în sistemul ternar Fe-Ni-Cu-S.

$CuFeS_2$—Calcopirit
$CuFe_2S_3$—Cubanit
Cu_5FeS_4—Bornit
a—Cu_2S—Calcosină
NiS—Milerit

Triunghiuri haşurate = parageneze provenite prin sulfurarea sistemului $CuFeS_2$ — Fe_6S_7 — (Ni, Fe) $_9S_8$. Triunghiul negru= parageneza lichidmagmatică care este reprezentativă pentru mineralizaţia studiată. (Liniile pline se situiază pe muchiile tetraedrului, înspre observator, linii întrerupte lungi pe muchiile inferioare, iar linii întrerupte scurte, în interiorul tetraedrului.

In pirotina nicheliferă (soluţia solidă I), în acest interval de temperaturi va continua separarea flăcărilor de pentlandit II, ca produs de descompunere a soluţiei solide, însă în cantităţi mici. In cazul minereului studiat, acest fenomen este puţin frecvent. Tot în acest domeniu de temperaturi, se produc transformările polimorfe ale pirotinei şi lamelările respective, însă ulterior separării flăcărilor de pentlandit. Prin încălzirea la +600⁰ timp de 8 ore a secţiunilor, flăcările de pentlandit dispar fiind redisolvate în pirotină.

Deşi diagrama FeS—Ni_3S_2, justifică modurile generale de apariţie ale pentlanditului, condiţiile termodinamice de consolidare ale magmelor ultrabazice (ce conţin vapori de apă, mineralizatori etc.), sînt mult diferite de o topitură uscată sintetică de FeS—Ni_3S_2.

Este clar că în curba fuzibilităţii sistemului menţionat (*LB*), în cazul participării vaporilor de apă şi a altor mineralizatori în topitură, coboară mult, atingînd zona de temperaturi la care pentlanditul I, cristalizează direct din soluţie.

In această situaţie, punctul *E* se deplasează către FeS, iar rezultatul se ilustrează prin structurile în care pentlanditul I, formează cristale idiomorfe cubice sau hipidiomorfe, în centrele plajelor ramificate de pirotină (spre ex. fig. 5 şi 6). Majoritatea incluziunilor de pentlandit în FeS, din minereul studiat, aparţine primei generaţii, fiind provenite prin acest proces.

Paragenezele pentlanditului. Cea mai frecventă asociaţie paragenetică a acestui minereu este exprimată prin sistemul (Ni, Fe)$_9S_8$—Fe_6S_7—$CuFeS_2$—Fe_3O_4, care după cum s-a amintit, generează plaje (picături consolidate) cu 3—5 ramificaţii, ce substituie silicaţii, au un nucleu de pentlandit, masa principală de pirotină şi ramificaţiile substituite frecvent prin calcopirit.

Această parageneză este reprezentată şi în fig. 1, 2 şi 3, adică în sistemele Fe-Ni-S, Fe-Ni-Cu-S şi Fe-Ni-S-O, preconizate de A. G. Betehtin şi A. D. Genkin [2]. Din examinarea acestor diagrame reiese că în condiţii de adîncime, presiune, temperatură mare şi ambianţă reductoare (zăcăminte de segregaţie lichidmagmatice de Cu-Ni, în roce bazice şi ultrabazice), este stabil din punct de vedere termodinamic sistemul Fe_6S_7—(Ni, Fe)$_9S_8$—$CuFeS_2$—Fe_3O_4; care în apropierea suprafeţei la urcarea concentraţiei sulfului şi ajungînd într-un mediu mai oxidant, trece în sistemul (Fe, Ni)S_2—

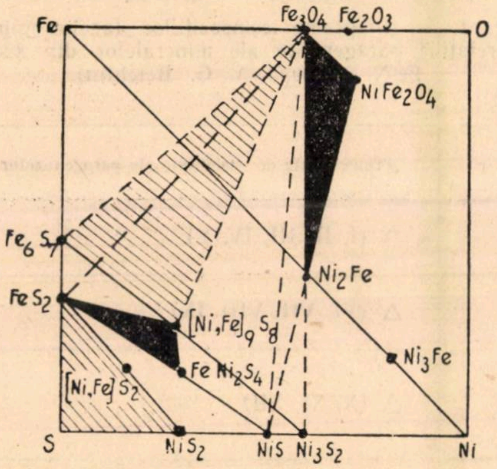


Fig. 3. — Diagrama paragenezelor în sistemul Fe-Ni-S-O.

$FeFe_2O_4$ — Magnetit
$NiFe_2O_4$ — Trevorit
$FeNi_2S_4$ — Violarit
Ni_2Fe — Avaruit
Ni_3Fe — Iosefinit
NiS — Milerit
NiS_2— Veisit

— Parageneza lichidmagmatică : Fe_6S_7 — (Ni Fe) $_9S_8$—Fe_3O_4, (triunghiul haşurat superior) este caracteristic pentru mineralizaţia din Valea Tisna. — Parageneza FeS_2 — $FeNi_2S_4$ — NiS—Fe_3O_4, provine din sulfurarea parţială autohidrotermală a sistemului (Ni, Fe) $_9S_8$ — Fe_3O_4. — Parageneza (FeNi, Fe)$_9S_8$ — Fe_3O_4 — Ni_3S_2, lichidmagmatică — autohidrotermală. (In dunite, Urali). — Parageneza Fe_3O_4 — $NiFe_2O_4$ — NiS, în epigabrouri. (Barbetown, Africa de sud). — Parageneza Fe_3O_4 — $NiFe_2O_4$ — Ni_3Fe— Ni_2Fe în meteorite şi dunite serpentinizate. (Bushweld) (Explicaţia liniilor, aceeaşi ca la fig. 2).

$NiS—FeNi_2S_4—Ni_3S_4—Cu_5FeS_4$, care este stabil în noile condiţii fizico-chimice şi termodinamice create. Mineralele formate prin sulfurarea pentlanditului (hidrotermală şi hipergenă), în diferite condiţii sînt bravoitul, polidimitul, veisitul şi mileritul.

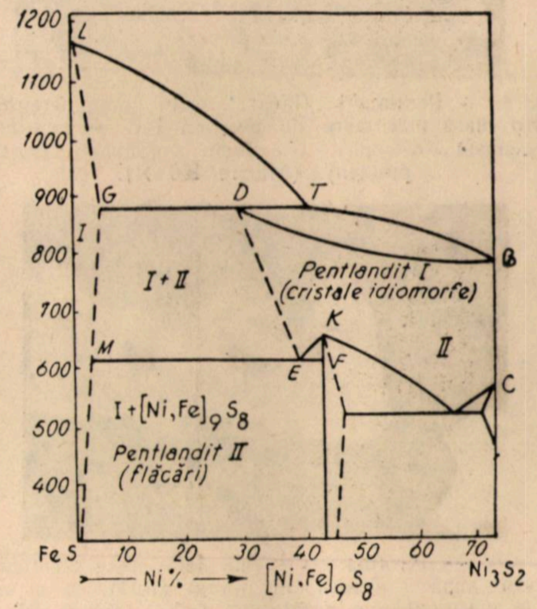


Fig. 4. — Sistemul binar FeS — Ni_3S_2 (după G. G. Urazov şi N. A. Filin, (7).

Explicaţia diagramei. Liquidus-ul este format din două ramuri ce se întîlnesc într-un punct de tranziţie *T*, curbele *LT* şi *BT* pornind din FeS şi Ni_3S_2. Punctul de tranziţie *T* (870°), corespunde aproximativ combinaţiei $2FeS.Ni_3S_2$ care s-a dovedit a fi pentlandit $(Ni, Fe)_9S_8$. Solidus-ul este format dintr-o curbă foarte apropiată de verticala FeS, ceeace indică solubilitatea pentlanditului în pirotină; se continuă pe orizontala punctului de tranziţie *(GT)* şi dintr-o altă curbă *(DB)* care arată că pentlanditul este solubil în Ni_3S_2 (Heazlewoodit). Soluţiile solide de $FeS-(Ni, Fe)_9S_8$ se descompun în mare măsură prin răcire ceeace concordă cu cercetările calcografice.

— Pentlanditul I sub formă de cristale idiomorfe, cubice sau octaedrice se separă din topitură în punctul *K*. Concomitent şi ulterior pentlanditului, se separă pirotina nicheliferă.

— Pentlanditul II, sub formă de flăcări, lentile, pensule etc. se separă din soluţia solidă I prin imiscibilitate, în intervalul M-FeS. Fenomenele de maclare complexă ale pirotinei şi transformările polimorfe au loc după separarea pentlanditului II.

I — domeniul soluţiei solide a Ni în FeS;

II — zona soluţiei solide sulfuroase, bogate în nichel,

I + II — regiunea de desamestec a soluţiilor solide.

Diagramele mai indică şi triunghiurile de stabilitate ale unor parageneze mai rare, ca spre exemplu paragenezele heazlewooditului (Ni_3S_2), avaruitului (Ni_2Fe), trevoritului ($NiFe_2O_4$), etc. ce se întîlnesc în unele dunite autohidratate sau în epigabrouri (Ural, Africa de Sud, Tasmania etc.).

Fenomenele de desamestec sînt frecvente în minereu din cauza individualizării sale în faza magmatică şi caracterizate prin:

— Imiscibilizarea complexului de sulfuri, în masa silicaţilor piroxenici.

— Procesele şi structurile de imiscibilizare a sistemului $(Ni, Fe)_9S_8—Fe_6S_7$, care au fost studiate mai sus.

— Procesele şi structurile de parţial desamestec, a sistemului $CuFeS_2—CuFe_2S_3$ (cubanit-lamelar).

— Structurile de desamestec ale sistemului $Fe_3O_4—FeTiO_3$ (lentile de ilmenit).

Pentlanditul substituie augitul, bronzitul şi magnetitul I, fiind substituit prin pirotină, calcopirită, bravoit, magnetit II şi antigorit.

In concluzie, studiul calcografic asupra pentlanditului, din zona caracterelor pîrîului Tisna, a confirmat că procesele de imiscibilizare şi substituţie a paragenezei exprimate prin sistemul $(Ni, Fe)_9S_8—Fe_6S_7—CuFeS_2—Fe_3O_4$, sînt evident lichidmagmatice (fenomenele autohidrotermele au fost puţin intense, sulfurile nichelifere, de tip $NiS—NiS_2$ etc., lipsesc); iar legătura lor genetică cu rocele ultrabazice piroxenitice a condus la cercetarea spectrografică a platinului.

Pirotina (Fe_6S_7), este principalul constituent al plajelor de sulfuri din minereu. După cum s-a amintit, plajele de sulfuri, provin prin consolidarea picăturilor de sulfuri imiscibilizate în magma ultrabazică şi care au cristalizat în urma piroxenilor. In decursul procesului de cristalizare al silicaţilor, picăturile de sulfuri au fost obligate să migreze spre limitele dintre cristale, unde s-au consolidat în limita spaţiului disponibil. De asemenea s-a constatat o tendinţă de aranjament zonar în interiorul acestor plaje, pentlanditul fiind în centru, iar $CuFeS_2$ substitue ramificaţiile (fig. 5, 6, 9, 11, 12).

Pirotina se prezintă sub formă de plaje (0,1—5 mm) şi filonaşe prinse între liniile de clivaj (010) şi de maclă ale cristalelor prismatice de augit. Fenomenele de substituţie şi infiltrare a pirotinei printre piroxeni, sînt bine ilustrate prin microfotografiile din fig. 8, 14, 16 şi 18. Conţine incluziuni de pentlandit I şi II şi magnetit I.

Prin observaţie la + *N*, coroziune cu HCl. CrO_3, sau chiar prin lustruire îndelungată, în indivizii cristalini de pirotină apare un sistem de flacări şi de lamele-lentile ascuţite, sinuoase, de maclă orientate cu 45° faţă de planul (0001) al pirotinei: Mai rar se observă două sisteme de lentile-lamele, perpendiculare una pe alta, planul concrescut fiind (1011).

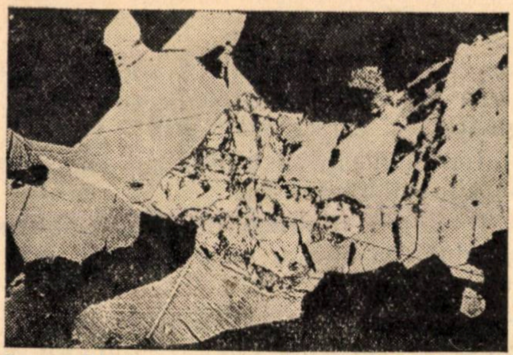


Fig. 5. — Plajă ramificată de pirotină (cenușiu) cu pentlandit (alb) în centru. Pentlanditul prezintă clivaj după (110) și (100) precum și începuturi de bravoitizare. Pirotina conține lamele întrerupte de maclă (negru = piroxenit). (Mărire 80 ×).

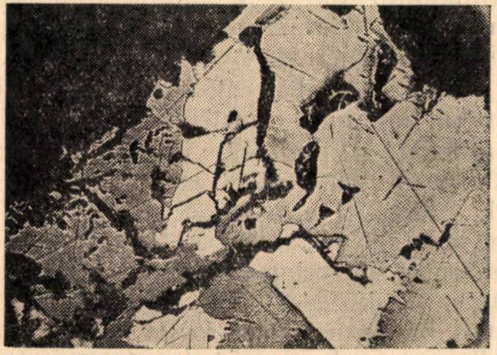


Fig. 6. — Picătura de pirotină (cenușiu), cu cristale de pentlandit I (alb) în masa piroxenitică (negru). In pentlandit se evidențiază cîteva linii de clivaj după (111). (Mărire 80 ×).

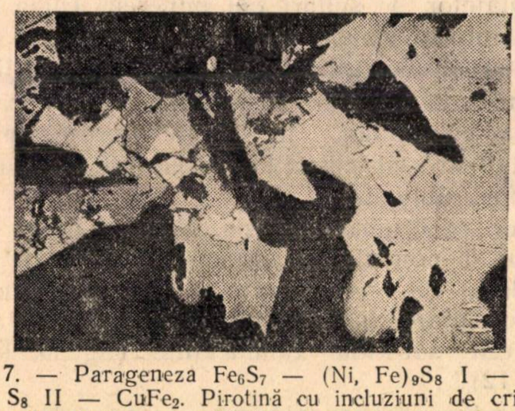


Fig. 7. — Parageneza Fe_6S_7 — $(Ni, Fe)_9S_8$ I — $(Ni, Fe)_9 S_8$ II — $CuFe_2$. Pirotină cu incluziuni de cristale de pentlandit I și cu flăcări de pentlandit (în colțul drept jos). In centrul figurii se observă substituirea unei ramificații a plajei de pirotină prin calcopirită. (Mărire 100 ×).

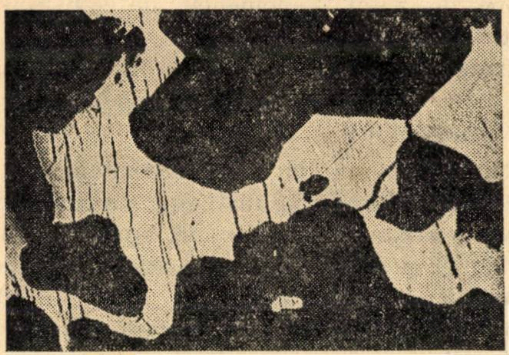


Fig. 8. — Plaje ramificată de pirotină (cenușiu), cu lamele de maclă ce se insinuează printre cristalele prismatice retopite de piroxen (negru). (Mărire 50×).

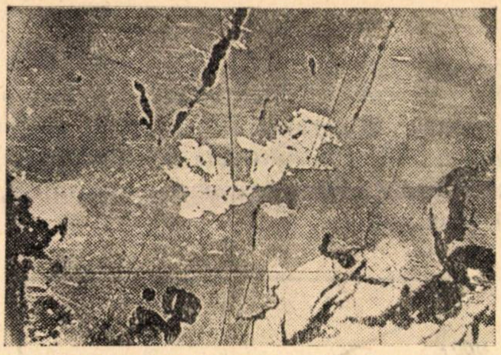


Fig. 9. — Pentlandit „flăcări" și în forme neregulate, într-o masă mai mare de pirotină (alb = pentlandit, alb-cenușiu = calcopirit, cenușiu = pirotină, negru = piroxen). (Mărire 100 ×).

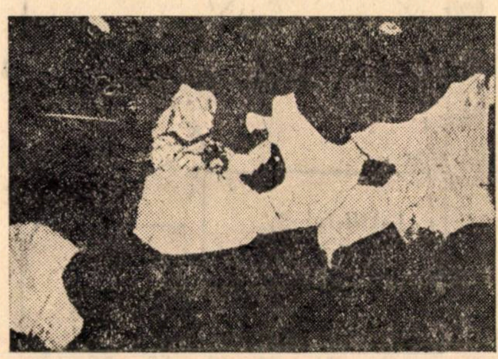


Fig. 10. — Pirotină cu macle lamelare și lenticulare dispuse după 3 direcții, în planul (1011), cu o incluziune marginală de pentlandit (alb). (Mărire 80 ×).

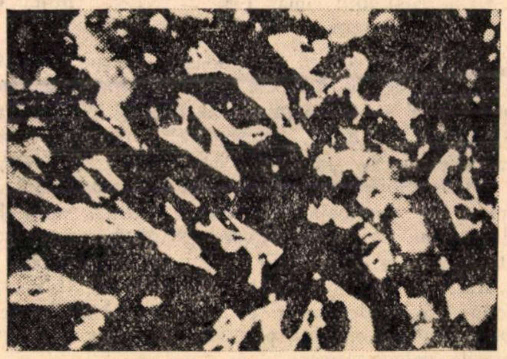


Fig. 11. — Calcopirită (alb), ce prezintă structuri de infiltrație și mulează spațiile dintre cristalele de augit-dialag (negru) care sînt substituite prin $CuFeS_2$. (Mărire 150×).

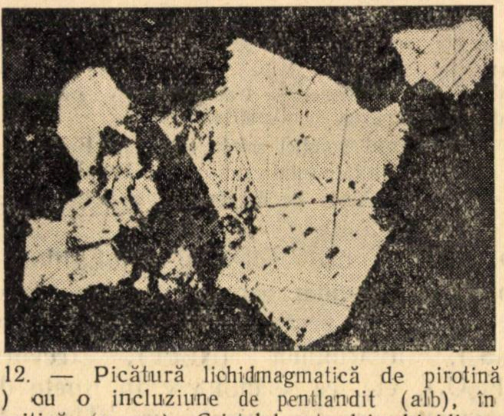


Fig. 12. — Picătură lichidmagmatică de pirotină (cenușiu) cu o incluziune de pentlandit (alb), în rocă piroxenitică (negru). Cristalul octaedric hipidiomorf de pentlandit este substituit masiv prin magnetit II (cenușiu-negru) după (111). (Mărire 50 ×).

Acest sistem complex de lamelare, prezintă macle de creștere, afectate însă și de transformările polimorfe (ulterioare) ale pirotinei:

$$\alpha - FeS \underset{\longleftarrow}{\overset{292^0}{\longrightarrow}} \beta - Fe_6S_7 \underset{\longleftarrow}{\overset{138^0}{\longrightarrow}} \gamma - Fe_6S_7$$

Structurile de maclare din pirotină sînt ilustrate prin microfotografiile din fig. 8, 10, 13, 14, 16 și 18.

Paragenezele pirotinei au fost menționate la pentlandit, iar singurele procese de desamestec la care participă și pirotina, apar la sistemul Fe_6S_7 — $(Ni, Fe)_9$ S_8. Pirotina substituie magnetitul de primă generație, pentlanditul și augitul — dialagul, fiind substituită prin calcopirită și magnetitul II („secundar").

Calcopirita ($CuFeS_2$), se remarcă prin infiltrațiuni (0,005—0,2 mm) ce mulează spațiile și limitele de sudură ale cristalelor de piroxeni (fig. 11) și lamelelor de antigorit (fig. 17), lentile alungite în pirotină și filonașe. In cele mai numeroase cazuri, calcopirita alcătuiește borduri, în picăturile de pirotină sau înlocuiește ramificațiile acesteia. Mai rar substituie pentlanditul. Parageneza cea mai frecventă a calcopiritei, este asociația cu magnetitul, pirotina și pentlanditul (fig. 5, 6, 7) mai rar apare sistemul $CuFeS_2$ — $CuFe_2S_3$ — $(Ni, Fe)_9S_8$ — Fe_6S_7 — Fe_3O_4 — $FeTiO_3$ — $(Fe, Ni)S_2$. Calcopirita din plajele sulfuroase, din minereul din Banatul de Sud, este în general un mineral substituent, înlocuind piroxenii, magnetitul I, pentlanditul și pirotina.

Magnetitul (Fe_3O_4) este un mineral accesoriu, individualizat ca cristale idiomorfe (Ø = 0,2 — 0,5 mm), lamele și pulberi, prezentîndu-se în două generații:

— *Magnetitul* I, provenit prin procese de separație prin cristalizare lichidmagmatică, a fost identificat sub formă de cristale mai mari (0,4—1 mm), idiomorfe (100) (111) (110), uneori corodate magmatic, sau maclate după (111) și care prezintă tendința de a se aglomera.

— *Magnetitul* II, format în perioada de autohidratare, apare mai extensiv sub formă de lamele fine (0,1—0,01 mm), orientate în șiraguri pe liniile de clivaj (110) și de maclă (100) ale piroxenului, fiind evident ulterior individualizate (fig. 23 și 24).

Această generație a Fe_3O_4, mai apare sub formă pulverulentă de „magnetit secundar" asociat în special cu antigoritul și olivina. Procesul de serpentinizare al olivinei, cu separația Fe_3O_4—II este ilustrat prin structurile caracteristice din fig. 20, 21 și 22.

Remarcabile sînt structurile de substituție ale magnetitului I prin pirotină, pentlandit și calcopirită; substituția pentlanditului prin magnetit II (fig. 12) și structurile grafice dintre magnetit și piroxen.

Ilmenitul ($FeTiO_3$), s-a reperat numai în cîteva granule de magnetit, sub formă de lentile orientate, paralele cu (111), al Fe_3O_4, avînd lungimi de 0,01—0,04 mm. Structura de desamestec dintre magnetit și ilmenit determină o temperatură ridicată de formare (în domeniul magmatic) după cum reiese dealtfel și din diagrama sistemului Fe_3O_4—$FeTiO_3$.

Cubanitul ($CuFe_2S_3$), apare foarte sporadic în unele plaje de calcopirită sub formă de lamele (0,01—0,06 mm) provenite prin desamestec. Cercetînd un număr mare de secțiuni, s-au găsit cîteva lamele de cubanit și în pirotină. Din cauza frecvenței excepțional de reduse a acestui mineral nu i s-a acordat o atenție deosebită, dar prezența sa, este natural, un argument în plus în favoarea originei lichidmagmatice a paragenezei (fig. 6).

Bravoitul $(Fe, Ni)S_2$ se ivește accidental, substituind în faza autohidrotermală și hipergenă, cristalele de pentlandit după (110) și neorientat. Examinînd diagrama ternară a sistemului Fe—Ni—S (fig. 1), constatăm că bravoitul reprezintă termenul stabil format prin descompunerea pentlanditului, în ambianță sulfuroasă și slab oxidantă. Ceelelalte sulfuri nichelifere ($FeNi_2S_4$, NiS, Ni_3S_4, NiS_2) nu s-au observat.

Bravoitizarea redusă a pentlanditului din acest minereu, precizează că fenomenele autohidrotermale (și acțiunile soluțiilor sulfuroase post-magmatice), au fost foarte slabe, modificînd în mică măsură, paragenezele lichid magmatice inițiale. (fig. 4, 5, 6, 7, 9 etc.). De asemenea datorită compactității minereului, nici procesele de alterație superficială, nu au provocat oxidări prea importante.

Mineralele constituente ale rocei piroxenitice

Piroxenul, predominant este augitul $Ca_7Mg_6 (Fe^{+3}, Fe^{+2}, Al, Ti) (AlSi_{14}O_{48})$, varietatea dialag, care alcătuiește 75—80% din masa rocei ultrabazice. Cristalele prismatice (monoclinice) hipidiomorfe au 5—15 mm lungime și 1—5 mm lățime, de culoare brună-verzuie, cu gr. sp. = 3,10—3,24. Din cauza interpenetrațiunii intime a cristalelor roca are o compactitate și tenacitate foarte ridicată.

Studiul optic al piroxenului îl încadrează în varietatea augit-dialag, caracterizîndu-se prin cristalele prismatice cu clivaj perfect, care formează în secțiunile transversale un unghiu de 87°. Totodată se întîlnesc macle lamelare după (100). Clivajul paralel, distinct după (110) determină separații care apropie mineralul de varietatea dialag (fig. 19).

Indivizii cristalini apar incolori la microscop și numai rareori prezintă o culoare roșietică. In cazul acestor cristale apare un policroism slab cu tonuri brune-roșietice pînă la slab ro-

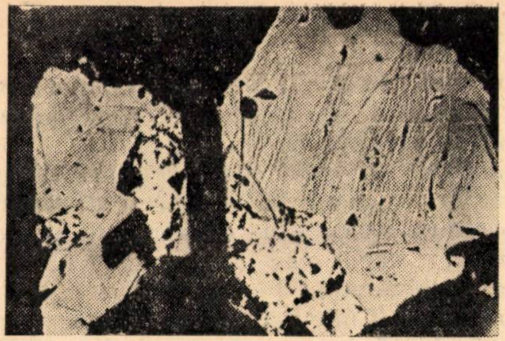


Fig. 13. — Granulă de pirotină cu pentlandit, fracturată și dislocată Pirotina (cenușiu) conține 4 fascicole de lamele de maclă. (Mărire 100 ×).

Fig. 14. — Segregațiuni de pirotină (cu lentile ascuțite și flăcări de maclă), insinuate printre cristalele de piroxeni (negru). In plaja din dreapta figurii, fenomenele de maclare complexă a pirotinei sînt bine vizibile. (Mărire 80 ×)

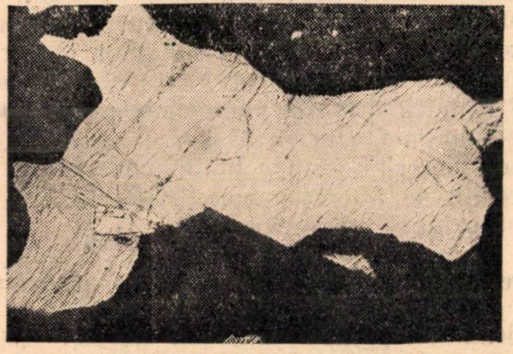


Fig. 15. — Picătură de pirotină (cenușiu) cu grupuri de lentile de maclă, cu concavități înspre piroxeni, avînd o incluziune de pentlandit. (cubic, hipidiomorf). (Mărire 80 ×).

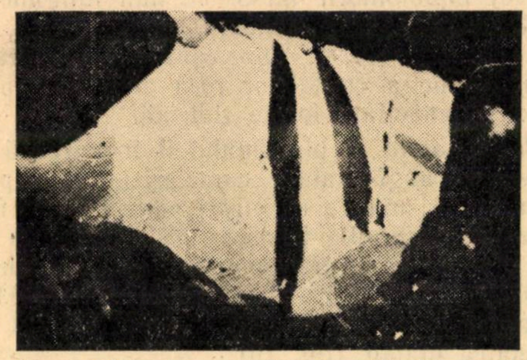


Fig. 16. — Plaje de pirotină, cu ramificațiile substituite prin magnetit II (cenușiu). Cele 3 lentile alungite (negru) reprezintă indivizi de pirotină orientați diferit, în raport cu masa fundamentală (negru = piroxenit). (Mărire 200 ×).

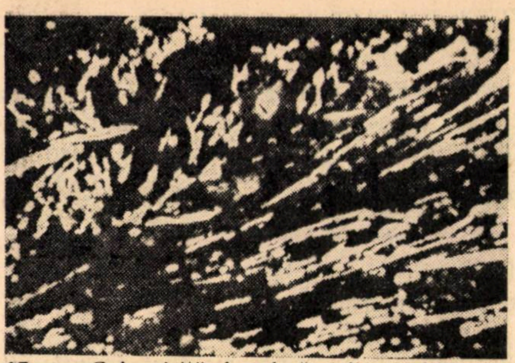


Fig. 17. — Calcopirită lamelară (alb), infiltrată printre lamelele de antigorit (negru). In anumite zone formează structuri pseudografice cu antigoritul. (Mărire 100 ×).

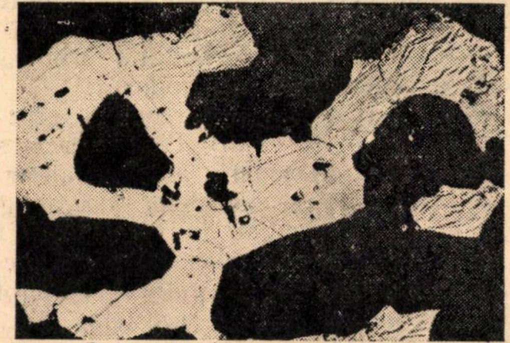


Fig. 18. — Segregațiuni de pirotină (cenușiu), cu multe ramificații, ce substituie piroxenul (negru). In masa diferitelor ramificații de pirotină se observă că lentilele maclate au aceeași orientare. (Mărire 50 ×).

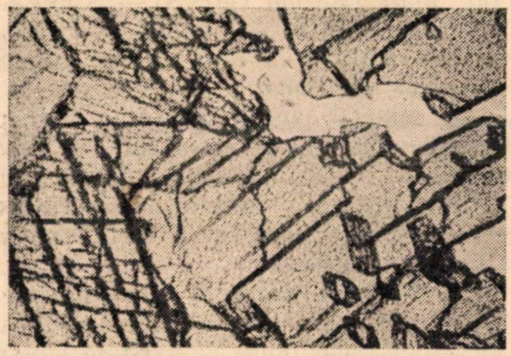


Fig. 19. — Piroxenit augitic-dialagic. Se remarcă clivajul (100) și separațiunile paralele după (110), precum și clivajul de 87^0 în secțiuni transversale. (Secțiune subțire, P. mărire 50 ×).

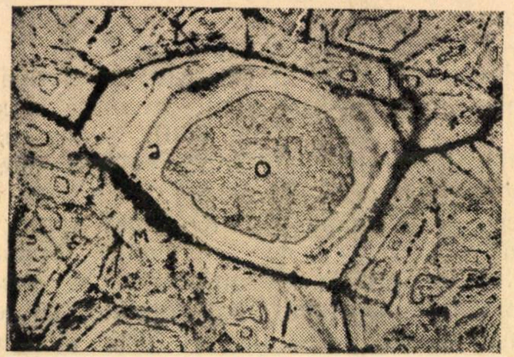


Fig. 20. — Granulă de olivină (o), în masa wehrlitică. Nucleul hipidiomorf de olivină, este bordat de zone concentrice de antigorit (a) și de magnetit II (M. care mulează perfect cristalul inițial de olivină). Structura ilustrează, în mod evident, procesul de autohidratare al olivinei cu formarea antigoritului și separația magnetitului II. (Secțiune subțire, P. mărire 50 ×).

șietic. Extincția în raport cu planul de clivaj (110) este de 50—51°. Birefringență puternică (Ng—Np=0,026) Biax pozitiv, unghiul axelor optice mare ($2V=59^0$). Frecvent incluziuni liniare și pulverulente de magnetit II, dispus neorientat sau arătînd o dispoziție regulată liniară, sau formînd zone paralele bogate în incluziuni (fig. 23 și 24).

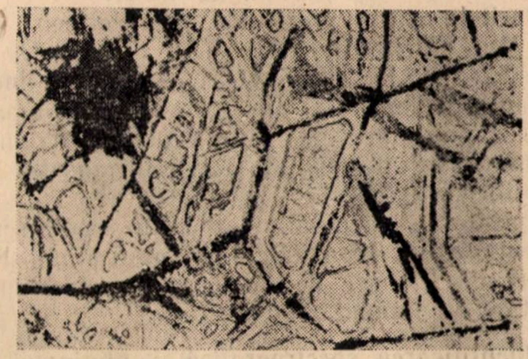


Fig. 21. — Dunit serpentinizat, învecinat cu piroxenitul din zona cataractelor pîrîului Tisna de la Eibental. Structura celulară este tipică. Granulele de olivină bordate de antigorit și magnetit II ce uneori formează aglomerări. (Stînga sus). (Secțiune subțire, P, mărire 80 ×).

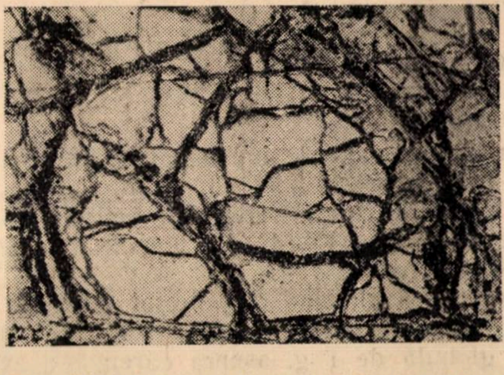


Fig. 22. — Cristal fisurat de olivină, în rocă lherzolitică. Procesul de serpentinizare a fost puțin intens, zonele dintre cristale de olivină fiind impregnate cu magnetit II pulverulent. (Secțiune subțire, P mărire 150 ×).

Analiza chimică a piroxenului indică: 37,45% SiO_2, 20,16% CaO, 17,35% MgO, 12,34% Fe_2O_3, 6,50% FeO și 2,54% Al_2O_3. Elementele subordonate sînt reprezentate prin: 1,12% TiO_2, 0,15% Mn, 0,11% Cr, 0,22% Cu, 0,023% Ni, 0,005% Co, 0,07% As și 0,61% S. Spectrografic s-a identificat vanadiu, scandiu și platin.

Raporturile dintre SiO_2 : CaO : MgO : (Fe_2O_3+FeO), precizează poziția piroxenului în grupa augitului, stabilind și parametrii petrochimici ai rocei ultrabazice. Analiza piroxenului din valea Tisna se apropie simțitor de compoziția medie a piroxenitelor din Ural.

Bronzitul $(Mg, Fe)_2 Si_2O_6$. Dintre piroxenii rombici, numai termenul bronzit este puțin reprezentat (1—3% din rocă). Cristalele prismatice mici (1—3 mm), au macle de translație după (100), fiind slab pleocroice. Unghiul axelor optice $2V=90^0$). Este asociat cu antigoritul, augitul, olivina și sulfuri. Apare mai frecvent în zonele marginale, mai bogate în olivină, într-o rocă apropiată de familia lherzolitelor.

Olivina $(Mg, Fe)_2SiO_4$ este puțin răspîndită în piroxenitul din zona cataractelor pîrîului Tisna, însă apare masiv în zona laterală a rocei piroxenitice cu serpentinul, unde apar benzi subțiri de Wehrlite, dunite și lherzolite.

Formează cristale rombice (0,4—2 mm), rotunjite și fisurate, înconjurate cu zone concentrice de antigorit și șiraguri (sintetizate din aglomerări de pulberi) de magnetit II, separate în procesul de serpentinizare (fig. 20, 21, 22).

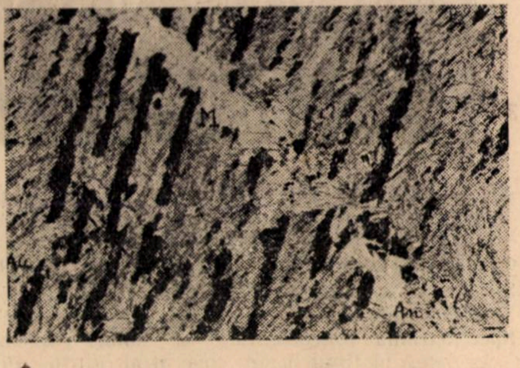


Fig. 23. — Baghete de magnetit II (negru), în dialag. Piroxenul este străbătut de un filonaș de antigorit (*An*) cu agregate lamelare de clorit. (Secțiune subțire, P, mărire 150 ×).

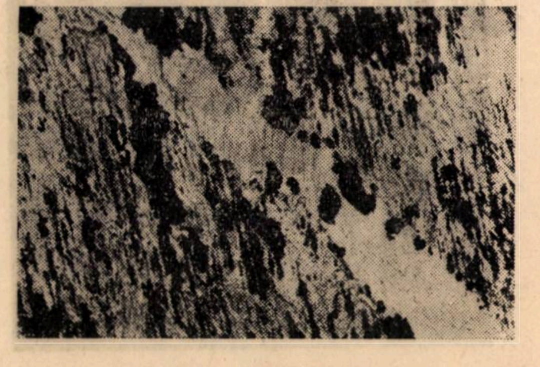


Fig. 24. — Magnetit II, sub formă de baghete, lamele și aglomerări orientate pe direcția de separație (110) a piroxenului, care este străbătut de un filonaș de antigorit și penin. (Secțiune subțire, P, mărire 150 ×).

Structura este reticulară tipică, ochiurile celulelor fiind ocupate de olivină, identificată prin caracteristicele sale optice specifice (Ng—Np=0,038, $2V=78_2$). Magnetitul II, antohidrotermal (fig. 20), mulează exact forma cristalelor rombice de olivină, ale rocei wehrlitice, situată la marginea piroxenitului, în raport cu zona serpentinelor.

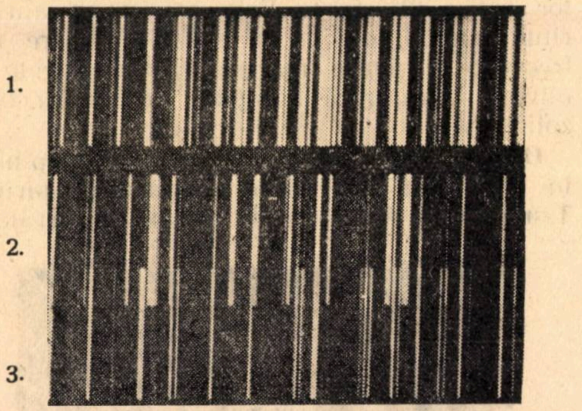


Fig. 25. — Spectrograma globulei de argint, obținută prin cupelația concentratului de sulfuri cupro-nichelifere, în intervalul 2970—3090 A. Platinul este identificat prin liniile caracteristice de 3064,71 și 2997,97 A.
1. Spectrograma etalon a fierului
2. Spectrograma etalon a platinului pur pe cărbune.
3. Spectrograma concentratului de sulfuri cupronichelifere cupelate, platinul fiind concentrat într-o globulă de argint.
(Mărire 8 ×).

Olivina este asociată cu piroxenii (augit-dialag și bronzit) antigoritul, magnetitul (I și II) și cu sulfuri cupro-nichelifere.

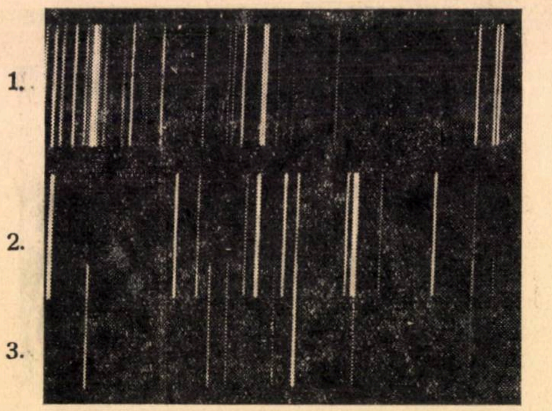


Fig. 26. — Spectrograma concentratului nichelifer cupelat cu linia caracteristică de 2659, 45 A.
1. Spectograma etalon a fierului.
2. Spectograma etalon a platinului pur de cărbune.
3. Spectrograma concentratului de sulfuri cupelat.
(Mărire 8 ×).

Antigoritul $Mg_6(OH)_8Si_4O_{10}$, contribuie cu 5—10% la masa rocei, apărînd singur sau sub formă de benzi concentrice în jurul olivinei (fig. 20). Se prezintă sub formă de agregate lamelare (0,6—3 mm), impregnate cu magnetit II, pulverulent, prinse între indivizii de piroxen.

Are culoarea verde palid, cu caractere optice tipice (Ng—Np=0,07) fiind biax negativ. Provine prin procese de autohidratare ale rocei ultrabazice și realizează tranziția spre rocele wehrlitice-serpentinice, situate la nord de piroxenitul cu mineralizația de Cu-Ni.

Cloritele sînt reprezentate prin termenii penin Mg_5 (Mg, Al) $(OH)_8$ (Al, Si) Si_3 O_{10} și amesit $Mg_4Al_4(OH)_8Si_3O_{10}$, ce se întîlnesc sporadic ca lamele și agregate foliacee-fibroase (0,5—2 mm), provenite prin procesele de autohidratare și alterație ale rocei ultrabazice piroxenitice.

Amesitul și peninul, sînt intim concrescute cu antigoritul, bronzitul și dialagul fiind străbătute de filonașe de calcit, uneori fiind pigmentate cu limonit.

Identificarea spectrografică a platinului

Intrucît platinul este asociat geochimic cu sulfurile lichidmagmatice ale celor trei elemente siderofile (Fe-Ni-Co), în rocele ultrabazice piroxenitice (de exemplu în complexul Bushweld, Africa de Sud, U.R.S.S. (Ural, Ienisei, Norilsk etc.) s-au dirijat cercetările în direcția identificării acestui metal, în minereul pus în evidență în Banatul de Sud.

Prin flotația colectivă a sulfurilor (pirotină, pentlandit, calcopirit) s-au obținut două concentrate și anume:

— concentratul I, cu 1,82% Ni, 5,31% Cu și 0,08% Co.

— concentratul II, cu 0,75% Ni, 0,56% Cu și 0,03% Co.

Din concentratul I, mai bogat (1,8% Ni) s-a luat 1 kg, care a fost supus unui tratament metalurgic de concentrare, prin topire cu tetraborat de sodiu ($Na_2B_4O_7$), cupelînd apoi cu plumb și argint.

Argintul și plumbul au colectat metalele platinice din concentratul topit, fiind apoi redus la o globulă de 1 g, asupra căreia s-a executat examenul spectrografic calitativ și semicantitativ, în arc voltaic continuu, de tensiune joasă și electrozi de cărbune pur.

In spectrogramele obținute au fost identificate următoarele linii situate în spre domeniul ultraviolet: Pt 2659,45 Å, Pt 2997,97 Å și Pt 3064,71 Å, care sînt caracteristice pentru platin (fig. 25 și 26).

In domeniul 2470—2500 Å, spectrul platinului, cuprinde peste 200 linii, dintre care cele mai intense și caracteristice sînt:

2659,45	IR	(9)	2830,29	IR	(9)
2702,40	I	(8)	2929,79	IR	(9)
2705,90	I	(7)	2997,97	IR	(9)
2719,04	I	(9)	3042,64	IR	(8)
2733,96	I	(7)	3064,71	IR	(9)

Determinarea în minereuri sau concentrate a unor cantități de ordinul fracțiunilor de gram la tonă, poate fi efectuată după linia cea mai intensă 2659,45 Å, care coincide însă cu una din liniile tantalului. In cazul concentratului de față, a fost utilizată cu succes, deoarece tantalul lipsește cu desăvîrșire, din sulfurile de Fe-Cu-Ni studiate.

Pentru confirmarea prezenței platinului s-a cercetat în spectrograma sulfurilor (reduse la o globulă de Ag, care a captat Pt), prezența liniilor ceva mai puțin intense și anume 3064,71 și 2997,97 Å.

In primă instanță linia 3064,71 Å nu a fost utilizată deoarece coincide cu o linie a nichelului, care este prezent în cantități apreciabile în sulfurile examinate.

Pentru reperarea acestei ultime linii caracteristice a platinului, 1 kg de concentrat cu 1,8% Ni, a fost solubilizat în apă regală, apoi fierul și nichelul au fost complect îndepărtate pe cale chimică, iar rezidiul obținut s-a spectrografiat identificîndu-se și linia 3064,71 Å.

Principalele linii ale nichelului, lipseau din spectrograma rezidiului, suprimîndu-se astfel posibilitatea de suprapunere a liniilor spectrale ale acestor metale.

Suprapunerea liniilor principale ale platinului cu liniile altor elemente este indicată în tabela 1.

Identificarea liniilor s-a efectuat la microscopul spectrografic și la spectroproiector, prin comparație cu spectrul etalon al fierului, cu spectrul emis de o sîrmă de platin pur și cu etalon pe bază de acid hexacloroplatinic (H_2PtCl_6) de 0,1, 0,01 și 0,001 g Pt/t. Toate aceste spectre au fost ușor suprapuse (0,5—1 mm), pentru fixarea cît mai riguroasă a liniilor. In afară de analizele calitative și semicantitative, s-au executat și dozări preliminare spectromicrofotometrice.

Tabela 1

Suprapunerea liniilor spectrale caracteristice ale platinului cu metalele dispersate conținute în piroxenit (în partea superioară a tabelei) și cu elementele (granitice) ce lipsesc complet în acest minereu (partea de jos)

Pt 2659,45 Å			Pt 3064,71 Å		
Elem.	Linia spectrală se suprapunere în Angströmi	Grad de intens.	Elem.	Linia spectrală de suprapunere în Angströmi	Grad de intens.
Cr II	2658,59	5	Fe	3063,93	1
V	2658,98	4	Al	3064,30	2
V	2659,61	4	Co I	3064,37	4
Pt IR	2659,45	9	Ni Ir	3064,62	6
			Pt IR	3064,71	9
			Cr	3065,07	4
Mo	2658,11	6	Pd I	3065,31	6
Ta	2658,86	4	V	3065,61	4
Ta	2659,41	4	Mn	3006,02	2
Nb	2658,88	3			
Nb	2660,04	3	Mo	3064,28	7
Ga	2659,87	5	Zr II	3064,63	5
Mo	2660,58	8	Zr II	3065,21	5
			Mo	3065,04	6
			Nb	3065,26	5

Prezența platinului este de importanță pur științifică și geochimică, fiind vorba de cantități de ordinul fracțiunilor de centigram, la tona de concentrat de sulfuri (pirotina-calcopirită-pentlandit).

Prin analiza spectrografică s-a mai identificat, în piroxenit — în mod neașteptat — prezența scandiului (prin liniile 2560,23, 3353,7 și 3369 Å), care probabil substituie isomorf fierul bivalent din rețeaua augitului (Fe^{+2} și Sc^{+3} au razele ionice egale, Ri=0,83 Å). La fel s-a identificat și vanadiul prin tripletul 3183,41 — 3183,98 — 3185,4 Å.

Prin cele trei linii caracteristice (2659,45 — 2997,97 — 3064,71 Å) discutate mai sus și înregistrate pe spectrogramele din fig. 25 și 26, s-a identificat pentru prima dată prezența platinului în minereurile piroxenitice cu segregațiuni cupro-nichelifere, aparținînd complexului de roce bazico-ultrabazice, ale autohtonului Danubian din Banatul de sud.

Bibliografie

[1] *Betehtin A. G.:* Mineraloghia, Moscova, 1950.

[2] *Betehtin A. G., Genkin A. D.:* Isv. Ac. Nauk. SSSR, Ser. Geol., nr. 2, 1951.

[3] *Codarcea Al.:* Compt. rend. de séances, Inst. Geol. de Roum., 1935, XXI.

[4] *Codarcea Al., Ianovici V.* și *Petrulian N.:* Bulet. Științ. Ac. R.P.R., Secț. de șt. biol. agr. geol. și geogr., tom. IV, nr. 2/1952.

[5] *Petrulian N* și *Buzilă-Steclaci L.:* Bulet. Șt. Ac. R.P.R., Secț. de șt. biol. agr. geol. și geogr., tom. IV, Nr. 3/1954.

[6] *Seith W.* și *Ruthardt K.:* Chemische Spectralanalyse, Leipzig, 1938.

[7] *Scheibe G.* și *Schöntag A.:* Arch. Eisenhüttenwes., Bd. 8, 1934/35.

[8] *Urazov G. G.* și *Filin N. A.:* Metalurg., nr. 2, 1938.

[9] *Volinski I. S.:* Identificarea minereurilor la microscop, Leningrad, 1947.

Studiu introductiv privind analiza îndeplinirii ritmice a planului de producție în industria carboniferă

I. Teich
Diplomat în științe economice

Industria carboniferă, una din ramurile principale ale economiei noastre se dezvoltă în mod planificat pe baza planurilor de stat care oglindesc cerințele legii dezvoltării planice proporționale a economiei naționale.

In virtutea acestora, statul coordonează dezvoltarea industriei carbonifere și a producției acesteia într-un anumit ritm. Ritmul producției stabilit în cadrul unor limite este determinat de corelația industriei carbonifere cu celelalte ramuri productive, cărora le furnizează materie primă și auxiliară: industria metalurgică, siderurgică, cocso-chimică, transporturi etc. In felul acesta apare evident faptul că nerealizarea planului în industria carboniferă prejudiciază îndeplinirea planului de producție al altor întreprinderi cu care cooperează. Astfel și îndeplinirea ritmică a planului întreprinderilor care lucrează pe bază de cărbune, este determinată de îndeplinirea ritmică uniformă a planurilor întreprinderilor carbonifere.

Planul de producție din întreprinderile carbonifere prevăd pe o anumită perioadă sarcini care trebuie îndeplinite și chiar depășite printr-o organizare rațională a timpului de lucru și prin folosirea judicioasă a forțelor de producție. O asemenea utilizare a timpului și forțelor de producție dă posibilitatea oricărei întreprinderi de a îndeplini planul conform sarcinilor stabilite. Indeplinirea planului de producție din punct de vedere valoric și pe sortimente nu este însă suficient. El trebuie îndeplinit așa cum am mai subliniat și din punct de vedere al ritmicității.

A îndeplini planul din punct de vedere ritmic înseamnă — deci — a-l îndeplini valoric și pe sortimente, uniform, cu eforturi uniform proporționate, fără „salturi" sau goluri de producție pe parcursul perioadei de plan.

Practica a dovedit, că nerealizarea uniform-ritmică a planului prezintă o serie de consecințe negative: pierderi de zile de lucru, supraîncărcarea utilajului, mărirea prețului de cost, scăderea productivității muncii, dar mai ales nerespectarea termenelor de livrare contractuale.

Urmărirea îndeplinirii ritmice a planului dă posibilitatea astfel descoperirii rezervelor interne ale întreprinderilor și a anomaliilor producției, în cele mai mici unități tehnologice de timp.

Analiza ritmului de producție, după cum se va vedea, ridică două chestiuni esențiale, pe care tehnicienii și economiștii trebuie să le aibă în vedere:

1) modul de a pune problema;
2) metoda de evaluare a muncii ritmice.

★

1. Numeroși cercetători consideră că întreprinderile lucrează ritmic dacă dau produse în ritmul prevăzut de plan. Această ipoteză este însă inaccesibilă, deoarece în practică se pot ivi cel puțin două situații:

a) planul să prevadă aceeași producție zilnică (medie) pe tot parcursul perioadei și în acest caz am avea de a face cu desfășurarea monotonă a ritmului planificat;

b) planul poate prevede anumite salturi, adică de la o perioadă la alta a lunii să producă din ce in ce mai mult (acest caz se referă la adoptarea unui nou proces tehnologic sau la experimentarea unei metode avansate de lucru, cum ar fi de exemplu metoda graficului ciclic).

In ambele cazuri ritmul producției realizate poate diferi de ritmul planificat. Pentru determinarea gradului de ritmicitate în asemenea situații, se va calcula separat ritmul producției de plan și a celei realizate; comparînd rezultatele lor se va putea observa care din cele două serii de producție (planificate și realizate) s-au desfășurat mai ritmic.

★

2. Metodele de evaluare sau determinarea gradului de ritmicitate a întreprinderilor în ansamblu și a secțiunilor lor tehnologice luate separat, sînt variate. In studiul de față se propun unele metode pentru urmărirea ritmicității în industria carboniferă:

a) metoda grafică;
b) metoda analitică.

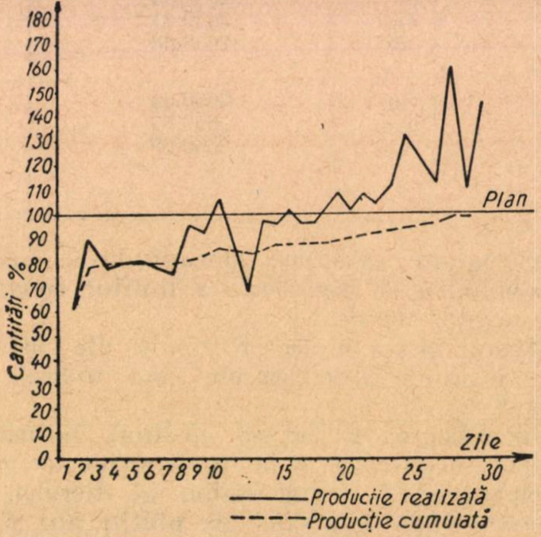


Fig. 1. — Histogramă ce ilustrează desfășurarea producției pe o lună la *T. C. Anina*.

Metoda grafică este simplă și ilustrativă. Ea ne oferă un mijloc practic și util în controlul executării planului; caracterizează desfășurarea acestuia în timp și spațiu asigurînd o privire de ansamblu imediată asupra mersului producției.

Pentru determinarea nivelului ritmic se utilizează operativ diagrama lineară prin curbe (histograma), fig. 1—2 și diagrama prin coloane, fig. 4.

In fig. 1 este o histogramă care ilustrează desfășurarea producției pe o lună la T. C. Anina. Oscilațiile curbei de pe diagramă arată mersul producției pentru perioada respectivă, care sînt mai mult sau mai puțin pronunțate. Ajustînd însă producția prin cumulare de la o zi la alta, se observă pe diagramă că ea a mers permanent sub plan.

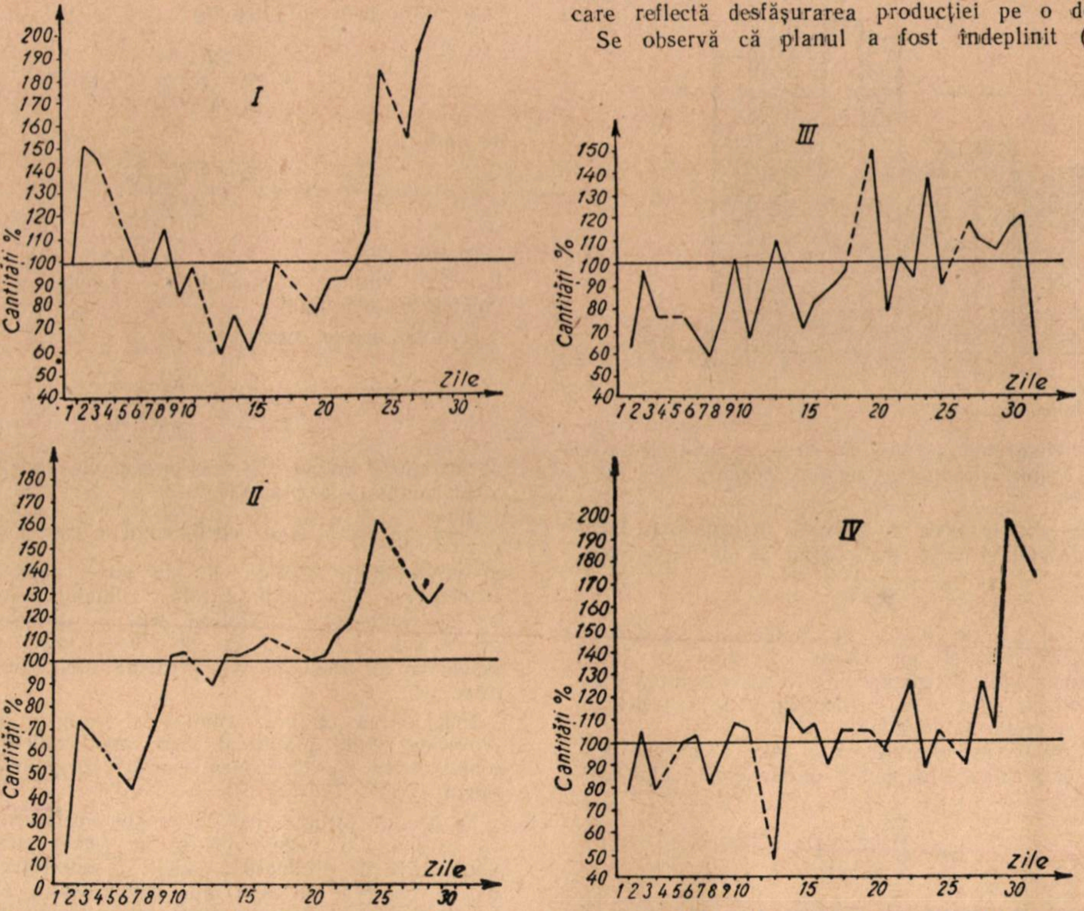


Fig. 2. — Oscilațiile producției la cele patru exploatări ale lui T. C. Anina. *I* (Doman) ; *II* (Secul) ; *III* (Gh. Gheorghiu-Dej) ; *IV* (Ponor).

Cauza desfășurării anormale a producției trebuie căutată în acest caz în părțile componente ale întreprinderii. In fig. 2 sînt redate oscilațiile producției la cele patru exploatări ale lui T. C. Anina în luna septembrie : Doman (îndeplinirea planului cu 115%), Secul (100,1%), Gh. Gheorghiu-Dej (92,6%) și Ponor (104,9%). Apare evident astfel că variațiunile mari de la Doman și Ponor (care totuși și-au îndeplinit planul) și neîndeplinirea planului de la exploatarea Gh. Gheorghiu-Dej, au făcut ca producția pe întreaga întreprindere să meargă sub plan, în „salturi" disproporționate.

O situație mai bună se prezintă la I. C. Doicești — luna august — (fig. 8) care ne arată că producția ilustrată pe întreaga întreprindere coincide cu desfășurarea producției pe cele două exploatări Șotînga și Mărgineanca (fig. 3).

Pentru acest motiv este necesar să se urmărească ritmul producției nu numai pe întreprindere carboniferă, ci și în părțile ei componente pe exploatări și chiar guri de mină. Confruntarea curbelor acestor subunități de producție oferă posibilitatea descoperirii producției în „asalt".

Metoda grafică deși arată oscilațiile zilnice ale producției, totuși nu ne spune în ce proporții a fost îndeplinit (neîndeplinit) planul din punct de vedere ritmic. Fig. 4 reprezintă o diagramă în coloane, care reflectă desfășurarea producției pe o decadă.

Se observă că planul a fost îndeplinit (ca și la Anina, fig. 1), deși apar oscilații pronunțate. Pentru a determina însă gradul sau cifra de ritmicitate, graficul trebuie corelat cu metoda analitică. Indicatorii analitici vor fi analizați minuțios și aplicați pe specificul fenomenului ilustrat în grafic. Așa cum reiese și din fig. 2, curbele avînd o desfășurare diferită în exploatările întreprinderii Anina, nu se va putea aplica

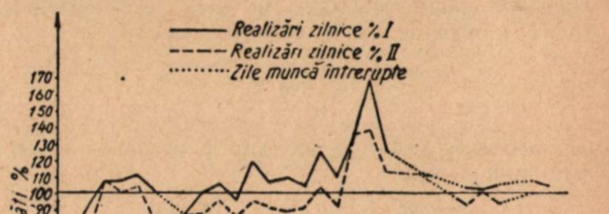


Fig. 3. — Desfășurarea producției la exploatările: I (Șotînga) și *II* (Mărgineanca)

același coeficient analitic. Acest lucru mai poate fi influențat și de faptul că unele exploatări nu sînt comparabile atît în ceea ce privește organizarea locului de muncă cît și în privința gradului de mecanizare.

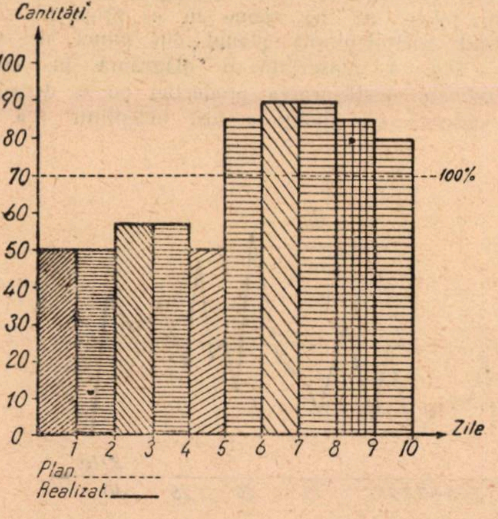


Fig. 4. — Diagramă pe coloane, reprezentînd desfășurarea producției pe o decadă.

★

Presupunînd că ne aflăm în ipoteza I: realizările se desfășoară paralel cu ritmul prevăzut în plan. Un asemenea caz îl găsim la I. C. Ceptura, care lucrează într-un ritm admis (decada I 103%; decada II 102%; decada III 102%).

Pentru caracterizarea sintetică a unei asemenea desfășurări a producției, s-ar putea utiliza coeficientul uniformității:

$$\pi = \frac{\overline{K}_i^2 \, \Sigma A_i}{\Sigma K^2{}_i A_i} \cdot$$

Coeficientul π propus de Pisarev [3] este deosebit de interesant, el calculîndu-se algebric pe baza coeficientului de variație. In calculul lui π se pleacă de la premiza comparării producției zilnice realizate cu producția zilnică planificată.

De exemplu dacă notăm cu

$$A_1, \; A_2, \; A_3 \ldots, A_n$$

producția zilnică planificată și cu

$$B_1, \; B_2, \; B_3 \ldots B_n$$

producție zilnică realizată, în acest caz îndeplinirea zilnică a planului va fi dată de raportul

$$\frac{Bi}{A_i} = Ki \qquad (1)$$

iar realizarea medie pe întreaga perioadă va fi exprimată prin raportul

$$\frac{\Sigma Bi}{\Sigma Ai} = \overline{K}i \text{ sau } \overline{K}i = \frac{\Sigma Ai\, Ki}{\Sigma A_i} \qquad (2)$$

deoarece $B_i = A_i \; K_i$ din raportul (1)

Dacă calculăm abaterea medie pătratică la raportul (2) obținem

$$\sigma^2 = \frac{\Sigma (K_i - \overline{K})^2 A_i}{\Sigma A_i} = \frac{\Sigma K_i{}^2 A_i}{\Sigma A_i} - \overline{K}^2$$

Ridicînd — în continuare — coeficientul variației la pătrat:

$$V^2 = \frac{\sigma^2}{\overline{K}^2} = \left(\frac{\Sigma K_i A_i}{\Sigma A_i} - \overline{K}^2 \right) : \overline{K}^2$$

vom obține prin simplificare:

$$V^2 = \frac{\Sigma K_i^2 A_i}{\overline{K}^2 \Sigma A_i} - 1$$

de unde

$$1 + V^2 = \frac{\Sigma K_i^2 \; A_i}{\overline{K}^2 \, \Sigma A_i} \cdot \qquad (3)$$

După autorul lui II, $1+V^2$ exprimă gradul de neuniformitate ritmică a îndeplinirii planului sau variația îndeplinirii planului.

Inversul acestei expresii:

$$\frac{1}{1+V^2} = \frac{\overline{K}_i^2 \; \Sigma A_i}{\Sigma K_i^2 \; A_i},$$

ar exprima dimpotrivă coeficientul de îndeplinire ritmică uniformă a planului.

$\frac{1}{1+V^2}$ ne arată dece coeficientul π este un coeficient al uniformității ritmice. El nu poate depăși valoarea 1 deoarece cînd uniformitatea ritmului este absolută V^2 se anulează (neexistînd nici o variație); π va coborî sub valoarea 1 cu cît V^2 va crește la numitor adică cu cît producția va prezenta oscilațiuni mai numeroase.

Indeplinirea uniform ritmică a planului însă, poate diferi de ritmul planificat. Sau, mai explicit, producția realizată nu s-a desfășurat paralel cu producția planificată.

In această situație cei ce propun coeficientul de mai sus scapă din vedere că π nu poate măsura decit două curbe de producții paralele. Și acest lucru dealtfel nu se observă suficient din demonstrația algebrică a lui π. Ceea ce nu ne arată însă demonstrația algebrică a lui π ne-o arată deducerea geometrică a acestuia pe care o arătăm mai jos *)

Așa cum am arătat, în cadrul îndeplinirii uniforme a planului, raportul dintre cantitățile realizate și cele planificate rămîne constant, adică notînd cu:

$a_1, a_2, a_3 \ldots a_n$, producția planificată și cu
$b_1, b_2, b_3 \ldots b_n$, producția realizată
vom obține șirul de rapoarte egale:

$$\frac{b_1}{a_1} = \frac{b_2}{b_2} = \ldots \frac{b_n}{a_n} = \frac{b_i}{a_i} \cdot \qquad (1)$$

Plecînd de la această ipoteză, vom obține pe cale geometrică coeficientul uniformității. Intr-un sistem de axe perpendiculare $a \; Ob$ se reprezintă: datele de plan pe semiaxa absciselor Oa; producția realizată pe axa ordonatelor Ob. Se observă (fig. 5) că fiecărei perechi de valori $(a_1, \, b_1)$; $(a_2, \, b_2)$; $(a_3, \, b_3)$ etc. îi corespunde un punct rezultat la intersecția paralelelor duse din a_1 și b_1 pe sistemul de axe perpendiculare.

Cu B_1, B_2, $B_3 \ldots Bn$ notăm punctele unde se întîlnesc perechile de valori $(a_1, \, b_1 \ldots$ etc.). Rezultatul este un poligon B_1, B_2, B_3, Bn, care ne înfățișează desfășurarea reală a îndeplinirii planului.

---

*) *Observație:* Demonstrația obținerii lui π pe cale geometrică o dăm și pentru a reda legătura teoretică dintre metoda grafică și cea analitică.

Reprezentarea geometrică a ipotezei (1) va fi o dreaptă OP care trece prin punctele de origine o al sistemului și prin centrul de greutate — b — al poligonului B_1, B_2, B_3, B_n.

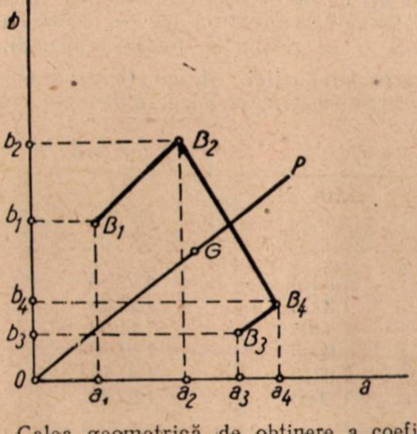


Fig. 5. — Calea geometrică de obținere a coeficientului uniformității

Ordonatele B_1a_1, B_2a_2, etc., care reprezintă cantitățile realizate, intersectează dreapta OP în punctele A_1, A_2.. etc., iar ordonatele acestor puncte $\overline{A_1a_1}$, $\overline{A_2a_2}$..., reprezintă cantitățile care ar trebui realizate în ipoteza îndeplinirii uniforme a planului.

Pentru a arăta abaterea punctului B_2 (de exemplu) față de dreapta îndeplinirii uniforme a planului OP

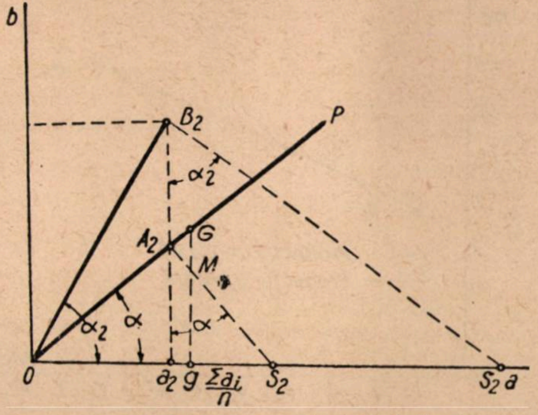


Fig. 6. — Abaterea unui punct (B_2) față de dreapta îndeplinirii uniforme.

vom forma triunghiurile dreptunghice OB_2S_2 și OA_2s_2 — fig. 6 — prin ducerea în punctele B_2 și A_2 a perpendicularelor pe OB_2 și OA_2. Se vor obține relațiile:

$$\overline{B_2\,a_2}^2=\overline{Oa_2}\cdot a_2\,S_2 \tag{2}$$

și

$$\overline{A_2\,a_2}^2=\overline{Oa_2}\cdot a_2\,s_2\,\cdot$$

De aici

$$\frac{\overline{A_2\,a_2}}{\overline{B_2\,a_2}^2}=\frac{\overline{a_2\,s_2}}{\overline{a_2\,S_2}} \tag{3}$$

unde $\frac{\overline{A_2\,a_2}^2}{\overline{B_2\,a_2}^2}$ este raportul dintre cantitățile realizate în ipoteza îndeplinirii uniforme a planului OP și cele reale. In acest caz este evident că $\frac{\overline{a_2\,s_2}}{a_2\,S_2}$ măsoară ilustrativ raportul

$$\frac{\overline{A_2\,a_2}^2}{\overline{B_2\,a_2}^2}\,.$$

Generalizînd abaterile punctelor B_1, B_2 ... B_i față de OP obținem raportul

$$\pi=\frac{\frac{\Sigma\overline{a_i\,s_i}}{n}}{\frac{\Sigma\overline{a_i\,S_i}}{n}}=\frac{\overline{a_i}\,S_i}{\overline{a_i}\,S_i} \tag{4}$$

care exprimă reprezentarea geometrică a coeficientului îndeplinirii uniforme a planului.

Dar dacă vom evalua în continuare segmentele $\overline{a_i\,s_i}$ și $\overline{a_i\,S_i}$ din triunghiurile $OA_1\,s_1$ și $OB_i\,S_i$, vom obține forma simbolică a lui π.

Astfel notăm cu α unghiurile din vîrîul O al triunghiului $OA_i\,s_i$ și din vîrful A_i al triunghiului $a_i\,A_i\,s_i$ (unghiuri egale ca avînd același compliment). Notăm apoi cu α_i unghiurile din vîrful O al triunghiului $OB_i\,S_i$ și din vîrful B_i al triunghiului $a_i\,B_i\,S_i$. (unghiuri egale avînd acelaș compliment)

In triunghiul $\alpha_1\,A_i\,S$ avem: $\overline{a_i\,s_i}=\overline{A_i\,a_i}$ tg α; din $\Delta\,OA_i\,s_i$ relația $\overline{A_i\,a_i}=a_i$ tg α.

sau

$$\overline{a_i\,s_i}=a_i\ \mathrm{tg}^2\ \alpha. \tag{5}$$

Mai departe. In triunghiul $a_i\,Bi\,S_i$ avem: $\overline{a_i\,S_i}=$ $=B_i\,a_i$ tg α_i; din $\Delta\,OB_i\,a_i$ relația $\overline{B_i\,a_i}=a_i$ tg α_i;

sau

$$\overline{a_i\,S_i}=a_i\ \mathrm{tg}^2\,\alpha_i\,. \tag{6}$$

Introducînd valorile din (5) și (6) în relația (4) se obține:

$$\pi=\frac{\Sigma\,a_i\ \mathrm{tg}^2\ \alpha}{\Sigma\,a_i\ \mathrm{tg}^2\,\alpha_i}\,\cdot \tag{7}$$

Deoarece tg $\alpha_i=\frac{b_i}{a_i}$ (realizat supra planificat zilnic), calculînd tg α în triunghiul OGg, ea va avea expresia:

$$\mathrm{tg}\,\alpha=\frac{\frac{\Sigma\,b_i}{n}}{\frac{\Sigma\,a_i}{n}}=\frac{\Sigma\,b_i}{\Sigma\,a_i}$$

$$\frac{\text{(producția realizată pe întreaga perioadă)}}{\text{(producția planificată pe întreaga perioadă)}}$$

In acest caz traducînd printr-o prizmă economică notațiile geometrice:

$$\mathrm{tg}\,\alpha_i=\frac{b_i}{a_i}=k_i$$

(indicele zilnic de îndeplinire a planului) și

$$\mathrm{tg}\,\alpha=\frac{\Sigma\,b_i}{\Sigma\,a_i}=\overline{K}$$

(indicele mediu de îndeplinire a planului pe perioada de plan).

şi înlocuind noile simboluri în (7) obţinem:

$$\pi = \frac{\overline{K}^2 \Sigma a_i}{\Sigma K_i^2 a_i} \qquad (8)$$

(coeficientul de îndeplinire uniformă a planului—Pisarev).

Coeficientul este extrem de operativ şi-l vom confirma printr-un exemplu (tabela 1).

$$R = \frac{D}{Q};$$

unde $D = (q_i - y_i)$ suma abaterilor producţiei zilnice realizate q_i, de la producţia realizată eliberată de oscilaţiile pe care le prezintă (y_i — producţia ajustată), fig. 7, şi Q — producţia totală realizată).

Ajustarea producţiei zilnice realizate o facem după ecuaţia dreptei $y = a_0 x_i + a_i$, unde a_0 — creşterea uni-

Tabela 1

Zile prod.	a_i plan	b_i (realizări)	$k = \frac{b_i}{a_i}$	k^2	$k^2 a$
1	100	115	1,15	1,3225	132,25
2	100	115	1,15	1,3225	132,25
3	100	120	1,20	1,4400	144,00
4	120	120	1,00	1,0000	120,00
5	120	125	1,04	1,0816	129,79
6	120	120	1,00	1,0000	120,00
Total :	$\Sigma a_i = 660$	$\Sigma b_i = 715$	—	—	$\Sigma k^2 a = 778,29$

$$\overline{K} = \frac{715}{600} = 1,08 \quad (\overline{k}^2 = 1,1664; \ \Sigma k^2 a = 778,29; \ \overline{k}^2 \Sigma a = 719,82)$$

$$\pi = \frac{769,82}{778,29} = 0,99 = 99\%$$

0,99 este o valoare foarte apropiată de 1, ceea ce înseamnă că ritmul producţiei realizate a mers paralel cu ritmul producţiei de plan. Numai în această corelaţie coeficientul π poate să ne dea o cifră reală. Însă sarcina îndeplinirii ritmice a planului nu pune numai problema paralelismului ritmurilor de plan şi realizat. Se pune în discuţie ca producţia efectivă să apară într-o creştere ritmică fără salturi disproporţionate de la o perioadă la alta.

Pentru caracterizarea ritmicităţii a unei asemenea producţii, propunem indicatorul R (indicatorul relativ de bază al ritmicităţii) [2]. El se va preta la calculul ritmicităţii pe întreprindere, unde oscilaţiile pronunţate ale exploatărilor care nu lucrează ritmic se compensează cu cele care lucrează ritmic. Bineînţeles exploatările întreprinderii respective trebuie să fie comparabile atît din punct de vedere al organizării muncii cît şi a gradului de mecanizare (de exemplu I. C. Comăneşti, I. C. Cîmpulung)

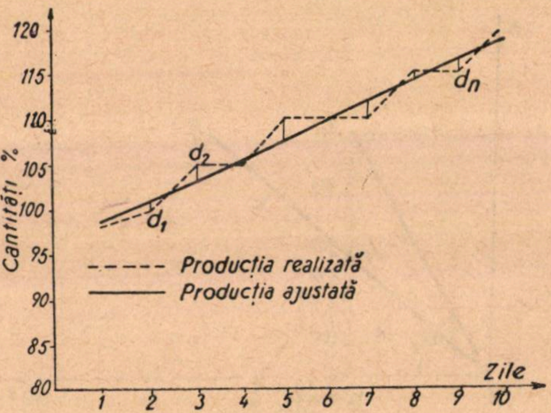


Fig. 7. — Diagramă reprezentînd abaterile producţiei zilnice realizate.

Tabela 2

Zile	Plan	Realizat, q_i	x_i	$x_i \; q_i$	x^2	$y_i = a_0 x_i + a_i$	$d \mid q_i - y_i \mid$
1	100	98	−9	− 882	81	98,81	0,81
2	100	100	−7	− 700	49	101,03	1,03
3	100	105	−5	− 525	25	103,25	1,75
4	100	105	−3	− 315	9	105,47	0,47
5	100	110	−1	− 110	1	107,69	2,31
6	100	110	+1	+ 110	1	109,91	1,09
7	100	110	+3	+ 330	9	112,13	2,13
8	100	115	+5	+ 575	25	114,35	0,65
9	100	115	+7	+ 105	49	116,57	1,57
10	100	120	+9	+1080	81	118,79	1,21
Total :	1000	1088	0	368	330	—	$D = 13,02$

formă a producției, a_i — producția efectivă medie, iar x_i numărul de ordine al termenilor seriei pornind de la un termen arbitrar al acesteia.

Parametrii dreptei sînt: $a_0 = \frac{\Sigma q_i\, x_i}{\Sigma x_i^2}$ și $a_i = \frac{\Sigma q_i}{n} = \overline{q}$

Din exemplul dat în tabela 2

$a_1 = \overline{q} = 108{,}8$; $a_0 = \frac{368}{330} = 1{,}11$ și introducem valorile în ecuația dreptei pentru a ajusta producția realizată.

Astfel :

$y = 1{,}11\, x_i \quad (1, 3, 5 \ldots n) + 108{,}8$; (de exemplu $y = 1{,}11\,(-9) + 108{,}8 = 98{,}81$ ș. a. m. d.).

După ajustare :

$$R = \frac{D}{Q} = \frac{13{,}02}{108{,}8} = 1{,}19\%$$

Cu acest indicator se poate determina și abaterea medie zilnică de la producția ajustată prin relația

$$R = \frac{\overline{D}}{\overline{Q}} \text{ unde } \overline{D} = \frac{(d_i)}{n}\,; \quad \overline{D} = \frac{13{,}02}{10} = 1{,}302$$

$$\text{sau } R = \frac{1{,}302}{108{,}8} = 1{,}19\%$$

Se trage concluzia că producția a avut o desfășurare ritmică deoarece atît abaterile medii zilnice cît și rezultatul coeficientului R este foarte mic.

Insfîrșit, în cazul cînd producția are o fluctuație neuniformă, vom utiliza un coeficient extrem de operativ construit în baza unei progresii aritmetice pe care îl vom nota cu T_1. Coeficientul T_1 reflectă relația dintre timpul parcurs și producția executată. Acest principiu se și aplică în practică. In întreprinderile carbonifere se compară întotdeauna pe parcursul perioadei planificate, volumul producției realizate cu producția ce ar fi trebuit să se execute, ținînd seama de timpul parcurs. De aceea se urmărește ritmul sau desfășurarea producției prin graficul zilnic cumulat (de plan și efectiv).

Coeficientul T_1 pleacă în construcția sa de la ipoteza unei creșteri a producției în progresie aritmetică de forma :

$$q_1,\ q_1 + r,\ q_1 + 2r,\ q_1 + 3r \ldots q_1 + (n-1)\, r$$

unde r este evident rația progresiei aritmetice.

Dacă producția merge în forma aceasta, înlocuind suma :

$$q_1 + q_2 + q_3 + \ldots + q_n = Q$$

cu suma (în progresie aritmetică) :

$$q_1 + (q_1 + r) + (q_1 + 2r) + (q_1 + 3r) + \ldots + q_1 + (n-1)\, r = Q$$

vom ajuge la relația

$$nq_1 + 1 + 2 + 3 \ldots + (n-1)\; r = Q$$

sau mai departe (în paranteza mare avînd de a face cu suma primului șir de $n - 1$ numere de șirul numerelor naturale) :

$$nq_1 + r\frac{n\,(n-1)}{2} = Q$$

sau

$$n\left(q_1 + r\ \frac{n-1}{2}\right) = Q$$

de unde

$$q_1 + r\ \frac{n-1}{2} = \frac{Q}{n} = \overline{q}$$

sau

$$r = \frac{2\left(\overline{q} - q_1\right)}{n-1}$$

Am obținut astfel pe r, care este rația sau creșterea în progresie aritmetică. Cu ajutorul lui r vom calcula de la primul termen producția zilnică uniform crescîndă și vom calcula abaterile absolute de la ea, ale producției efective cumulate.

Suma acestor abateri raportată la suma producției cumulate uniform crescînde ne dă coeficientul T_1 al ritmicității calculat în raport cu o creștere uniformă în progresie aritmetică.

Iată o aplicație practică : Presupunem că sîntem în cazul unei mine de categ. I care are o producție zilnică planificată de 2 560 t, iar producția s-a desfășurat după cum rezultă din tabela 3.

Vom calcula r pentru a determina producția uniform crescîndă :

$$\overline{q} = \frac{25600}{10} = 2\,560\,;\ r = \frac{2\left(\overline{q} - q_1\right)}{n-1} = \frac{2\,(2560 - 1600)}{9} = 213$$

(producția cumulată o construim astfel : 1600+213=1813 ; 1813+213=2026..........)

Tabela 3

Ziua	Producția planificată	Producția realizată		Producția uniform crescîndă		Abaterile absolute col. 4—6
		zilnică	cumulată	zilnică	cumulată	
1	2	3	4	5	6	7
1	2 560	1 600	1 600	1 600	1 600	0
2	2 560	2 496	4 096	1 813	3 413	683
3	2 560	2 048	6 144	2 026	3 439	705
4	2 560	1 600	7 744	2 239	7 678	66
5	2 560	2 240	9 984	2 452	10 130	146
6	2 560	2 048	12 032	2 665	12 795	763
7	2 560	2 810	14 842	2 887	15 673	831
8	2 560	2 810	17 652	3 091	18 764	1 112
9	2 560	2 810	20 462	3 304	22 068	1 606
10	2 560	5 138	25 600	3 517	25 585	15
Total :	25 600	25 600			123 140	5 927

$$T_1 = \frac{\text{col. 7 (total)}}{\text{col. 6 (total)}} = \frac{5927}{123145} = 0{,}048 = 4{,}8\,\%$$

Coeficientul ne arată în acest caz că producția zilnică realizată s-a desfășurat față de plan în ritm neuniform într-o proporție de 4,8%. O asemenea situație poate fi citită și în graficul de producție a întreprinderii Doicești, fig. 8, care și-a îndeplinit totuși planul în proporție de 103,5%.

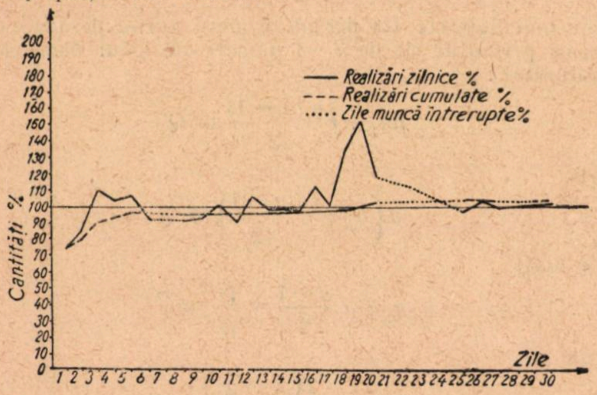


Fig. 8. — Graficul de producție al întreprinderii Doicești.

Să calculăm indicatorul R pe același exemplu pentru a compara rezultatul cu T_1

Tabela 4

Zile	Planificat	Realizat q_i	x_i	x_iq_i	x_i^2	$y_i = a_0x + a_1$	d i $q_i - y_i$
1	2 560	1 600	— 9	— 14 400	89	1 434,01	165,99
2	2 560	2 496	— 7	— 17 472	49	1 684,23	811,77
3	2 560	2 048	— 5	— 10 240	25	1 934,45	113,55
4	2 560	1 600	— 3	— 4 800	9	2 184,67	584,67
5	2 560	2 240	— 1	— 2 240	1	2 434,89	194,89
6	2 560	2 048	+ 1	+ 2 048	1	2 685,11	637,11
7	2 560	2 810	+ 3	+ 8 430	9	2 935,33	125,33
8	2 560	2 810	+ 5	+ 14 050	25	3 185,55	375,55
9	2 560	2 810	+ 7	+ 19 670	49	3 435,77	645,77
10	2 560	5 138	+ 9	+ 46 242	81	3 685,99	1 452,01
Total:	25 600	25 600	—	+ 41 288	330	25 600,00	$D = 5\,106{,}64$

Din tabela 4:

$$a_1 = \bar{q} = \frac{25600}{10} = 2560\,; \quad a_0 = \frac{41288}{330} = 125{,}11$$

$$(125{,}11 \cdot (-9) + 2560 = 1434{,}01\,; \; 125{,}11 \; (-7) + 2560 = 1684{,}23 \text{ ș.a.m.d.})$$

$$R = \frac{Dq}{Q} = \frac{5106{,}64}{25600} = 0{,}199 = 19{,}9\,\%$$

Producția a fluctuat neuniform în proporție de 19,9%.

Iată deci că același exemplu calculat prin R ne dă alt rezultat decît cel calculat prin T_1. R în acest exemplu nu ne va reda un rezultat real deoarece unul din elementele sale esențiale y_i, nu satisface ajustarea curbei care reprezintă producția realizată. Aceasta se explică prin faptul că a_0 (creșterea uniformă) are conținut real dacă producția este destul de ritmică adică *R are o valoare mică* (idem [2]). Cele afirmate mai sus sînt juste deoarece teoria generală a statisticii subliniază că ajustarea în linie dreaptă după o ecuație y_i se face atunci cînd seria dinamică, prezintă variațiuni relativ mici, iar în alt caz ea devine formală și neexpresivă.

In exemplul nostru variațiunile producției realizate sînt uneori destul de pronunțate cum ar fi în ziua a doua, a șaptea și a zecea a decadei pe care o urmărim. T_1 însă aplicînd principiul dintre timpul parcurs și producția realizată surprinde prin cumularea succesivă a producției zilnice toate oscilațiunile pronunțate și nepronunțate dîndu-le o caracterizare generală.

Intre R și T_1 există însă unele asemănări. Și R și T_1 se calculează ca un raport între abaterile absolute ale producției zilnice realizate de la producția ritmică condiționată cu ajutorul lui y_i sau r (element al coeficientului T_1). Atît R cît și T_1 ne arată prin rezultatele lor gradul de neuniformitate ritmică. Spre deosebire de R care are semnificație numai în cazul cînd este utilizat pentru a caracteriza o producție cu oscilații relativ mici și cînd el însuși are o valoare mică (rezultatul de 19,9% din tab. 4 fiind un rezultat mare), T_1 poate fi utilizat acolo unde producția realizată prezintă oscilații pronunțate sau așa-zisele asalturi.

In concluzie, rezultatul de neuniformitate ritmică în proporție de 4,8% dat de T_1 îl considerăm acceptabil deoarece a surprins toate oscilațiile care prin cumulare s-au compensat între ele adică s-au ajustat.

Rezultatul de 19,9% ne apare arbitrar pentru considerentele arătate în legătură cu indicatorul de bază al ritmicității R. El poate fi utilizat așa cum am demonstrat în cazul II (tabela 2) la o întreprindere carboniferă unde producție se desfășoară cu variațiuni scăzute.

Indicatorii propuși în studiul de față pot fi aplicați cu ușurință în practică după specificul fenomenului respectiv. Cu aceasta însă problema determinării ritmului în industria carboniferă nu este epuizată. Coeficienții analitici trebuie priviți printr-o prizmă economică ținînd seama de aprovizionare, mecanizare și elementul om care de multe ori justifică anumite „salturi" sau goluri neproductive. Rămîne deci ca într-un viitor apropiat să redăm partea a doua a acestui studiu, care prin constatările sale va constitui o modestă contribuție la determinarea nivelului muncii ritmice în industria carboniferă.

Bibliografie

[1] *Savinski V. O.:* Curs de statistică industrială.
[2] *Csendes Z.:* Despre indicatorii ritmicității producției, Bul. Studii și cercetări științifice — Academia R.P.R., Filiala Cluj, nr. 3—4/1953.
[3] *Sîmboanu G.:* Despre coeficientul lui Pisarev, Rev Probleme Economice, nr. 4/1950.
[4] *Anatol A.:* Cu privire la indicatorii sintetici ai ritmicității, Rev. de Statistică nr. 1/1955.
[5] *Mezențiev A.:* Economia, organizarea și planificarea industriei carbonifere.
[6] *Teich I.:* In legătură cu indicatorii sintetici ai ritmicității producției, Revista de Statistică, nr. 3/

Amortizarea ciocnirilor dintre împingător și vagonet la instalațiile de împins vagonete în colivii

Ing. Hoepfner Virgil
ICEPROC - Bucureşti

In tehnică se folosesc unele maşini, la funcţionarea cărora intervin periodic ciocniri sau percusiuni între un element de al lor şi un corp exterior.

Intre elementul maşinii şi corpul pe care îl ciocneşte, se desvoltă într-un interval de timp extrem de scurt, sub formă de şoc, o forţă de ciocnire sau de percusiune, a cărei intensitate depăşeşte cu mult forţa ce se exercită continuu între aceleaşi elemente după terminarea perioadei de ciocnire.

O asemenea maşină folosită în industria carboniferă, este instalaţia de împins vagonete în colivii, cu acţionare electro-mecanică.

După cum se ştie, la minele de cărbuni vagonetele încărcate sînt scoase la suprafaţă prin puţuri de extracţie, cu ajutorul unor ascensoare numite colivii.

In colivii vagonetele sînt introduse manual, în cazul minelor cu o producţie mică, sau mecanizat la minele mai importante, cu ajutorul unei instalaţii de împins vagonete de diferite construcţiuni. Printre acestea se găseşte şi instalaţia de împins vagonete cu acţionare electro-mecanică, care ne preocupă în acest studiu.

De fapt puţul de extracţie este dotat cu 2 asemenea instalaţii şi anume:

— Una în subteran pentru introducerea în colivie a vagonetelor pline ce urmează a fi scoase la suprafaţă şi pentru scoaterea din colivie a vagonetelor goale aduse de la suprafaţă şi — una la suprafaţă pentru introducerea în colivie a vagonetelor goale ce urmează a fi introduse în subteran şi pentru scoaterea vagonetelor pline aduse din mină.

In principiu aceste instalaţii sînt formate dintr-un dispozitiv electro-mecanic, care antrenează într-o mişcare de translaţie orizontală uniformă de dute-vino, un împingător de vagonete arătat schematic în fig. 1.

Pe parcursul cursei sale de împingere, împingătorul intîlneşte vagonetul ce aşteaptă a fi antrenat, *îl ciocneşte* şi îl introduce în colivie. Aici el *ciocneşte* la rîndul său vagonetul din colivie şi îl expulzează, luîndu-i locul.

In momentul ciocnirii între împingătorul de vagonete, ce avansează cu o viteză constantă v_0 spre vagonetul de împins şi acest vagonet, aflat în stare de repaus, se desvoltă o forţă de ciocnire, de o intensitate extrem de mare, într-un interval de timp extrem de scurt numit perioadă de ciocnire.

Teoretic această intensitate poate atinge chiar valori infinite, în cazul unei rigidităţi totale a vagonetului, a împingătorului și a tuturor elementelor instalaţiei de împins, care sînt legate cinematic cu împingătorul.

Datorită elasticităţii elementelor ce intră în joc, valoarea forţei de ciocnire rămîne totuşi la mărimi finite însă extrem de mari.

Forţa de ciocnire desvoltată, acţionînd asupra împingătorului, este transmisă din aproape în aproape sub forma unui vîrf de efort, prin celelalte piese componente ale instalaţiei ce sînt legate cinematic cu împingătorul de vago-

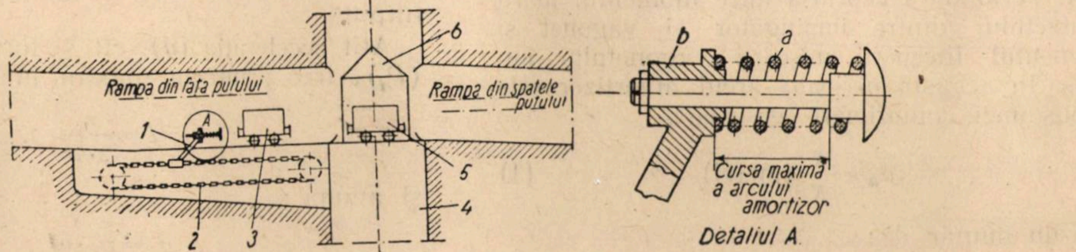


Fig. 1.

1. Împingător de vagonete; *2.* Mecanismul de acţionare; *3.* Vagonet plin ce urmează a fi introdus în colivie; *4.* Puţ de extracţie; *5.* Vagonet gol ce urmează a fi expulzat din colivie; *6.* Colivia puţului de extracţie; *a)* Arcul amortizor al împingătorului, *b)* Corpul împingătorului.

nete, pînă la sursa de energie ce întreţine mişcarea acestuia.

Piesele ce compun instalaţia trebuiesc dimensionate la acest vîrf de efort, pentru ca ele să reziste suprasolicitărilor periodice din timpul ciocnirilor menţionate.

Mecanica nu este însă în măsură să ne pună la dispoziţie o formulă matematică cu ajutorul căreia să se poată calcula forţa de ciocnire atunci cînd se cunosc împrejurările fizice în care are loc fenomenul de percusiune, decît pentru un număr redus de cazuri simple neaplicabile la maşinile la care ne referim.

Această dificultate se poate însă remedia prin introducerea în construcţia împingătorului a unui *arc amortizor* marcat cu „a" în fig. 1. Acest arc amortizor reduce intensitatea forţei de ciocnire dintre împingător şi vagonet la o valoare normală şi calculabilă printr-o formulă matematică ce se poate stabili uşor prin cunoştinţe obişnuite de mecanică.

Notînd datele problemei cu:

1) v_0 — viteza constantă a corpului împingătorului notat cu b în schiţa 1 (în m/s);

2) m — masa vagonetului de împins (în kgm^{-1} s^{2});

3) K — constanta elastică a arcului amortizor, adică tensiunea ce se desvoltă în el la o comprimare a lui de 1 m (în kg/m);

4) R — rezistenţa de mers în aliniament a vagonetului (în kg).

Problema mişcării vagonetului împins se poate considera ca avînd 3 perioade şi anume:

A. Perioada I cuprinsă între momentul luării contactului dintre împingător şi vagonet şi momentul începerii mişcării vagonetului împins. In această perioadă arcul amortizor este supus unei comprimări egale cu:

$$d_a=\frac{R}{K}\ \text{(metri)} \qquad (1)$$

într-un număr de:

$$t_a=\frac{R}{K\cdot v_0}\ \text{(secunde).} \qquad (2)$$

B. Perioada II. După trecerea intervalului de timp t_a, tensiunea din arcul amortizor egalează rezistenţa de mers în aliniament a vagonetului împins, şi acesta începe să se pună în mişcare, ascultînd de legea cunoscută a dinamicei:

$$m.a=P_t-R \qquad (3)$$

în care P_t este tensiunea din arcul amortizor la un moment dat t, (ca origine a timpului luîndu-se momentul punerii în mişcare a vagonetului împins, adică începutul perioadei a II-a).

Insă:

$$P_t=R+K\cdot(v_0\cdot t-s) \qquad (4)$$

s fiind spaţiul parcurs de vagonet la momentul t.

Notînd acum:

$$\frac{K}{m}=\omega^2 \qquad (5)$$

şi ţinînd seama că vagonetul îşi începe mişcarea dintr-o stare de repaus (adică la momentul $t=0$, $s=v=0$), obţinem ca soluţie a ecuaţiei diferenţiale (3) relaţia (6)

$$s=v_0\cdot t-\frac{v_0}{\omega}\cdot\sin\omega t. \qquad (6)$$

Odată stabilită ecuaţia mişcării vagonetului împins, se deduc uşor şi expresiile care dau viteza (v) şi acceleraţia (a)

$$v=v_0\ (1-\cos\cdot\omega t) \qquad (7)$$

$$a=v_0\cdot\omega\cdot\sin\omega t. \qquad (8)$$

precum şi expresia matematică a forţei de împingere căutată:

$$P_t=R+K\cdot\frac{v_0}{\omega}\cdot\sin\omega t. \qquad (9)$$

Din examinarea expresiei (9) se vede că forţa de împingere P_t este formată din termenul R ce învinge rezistenţa de mers în aliniament a vagonetului şi din termenul $k\frac{v_0}{\omega}\cdot\sin\omega t$ care contribuie la accelerarea vagonetului împins.

Atît acceleraţia (a), cît şi forţa de împingere (P_t), trec printr-un maxim în momentul:

$$t=\frac{\pi}{2\cdot\omega} \qquad (10)$$

şi anume:

$$a_1=v_0\cdot\omega \qquad (11)$$

iar

$$\boxed{P_{t1}=R+K\cdot\frac{v_0}{\omega}=R+v_0\cdot\sqrt{K\cdot m}} \qquad (12)$$

In acelaş moment vagonetul împins atinge viteza:

$$v_1=v_0 \qquad (13)$$

adică chiar viteza corpului înpingătorului.

Din examinarea expresiei (8) se vede că acceleraţia vagonetului împins se anulează în momentul

$$t_2=\frac{\pi}{\omega} \qquad (14)$$

cînd viteza vagonetului împins și forța de împingere au atins valorile:

$$v_2 = 2v_0 \qquad (15)$$

adică îndoitul vitezei corpului împingătorului și

$$P_{t2} = R \qquad (16)$$

adică rezistența de mers în aliniament a vagonetului împins.

In perioada de timp cuprinsă între momentul $t=0$ și $t=\frac{\pi}{\omega}$, numită perioada de accelerare a vagonetului împins, aceasta se accelerează de la viteza zero la viteza $v_2 = 2\,v_0$.

In prima jumătate a acestei perioade vagonetul împins avînd o viteză mai mică decît viteza v_0 a impingătorului, arcul amortizor suferă o comprimare acumulînd energie potențială furnizată de mecanismul de acționare al instalației. Comprimarea maximă a arcului amortizor în momentul $t = \frac{\pi}{2\cdot\omega}$ este:

$$c = \frac{R}{K} + \frac{v_0}{\omega} \qquad (17)$$

Din acest moment vagonetul împins începe să aibe o viteză mai mare decit viteza v_0 a împingătorului, iar arcul amortizor să se destindă, cedînd treptat vagonetului împins energia potențială acumulată de el în prima jumătate a perioadei de accelerare.

Vagonetul împins avînd în momentul: $t = \frac{\pi}{\omega}$ o viteză egală cu îndoitul vitezei împingătorului, el tinde să se desprindă de împingător, fiind însă urmărit în această tendință de arcul amortizor în curs de destindere.

Ca urmare desprinderea efectivă a vagonetului de împingător nu are loc pentru toate valorile rezistenței R, ci numai pentru acele valori ale acestei rezistențe, care permit detensionarea completă a arcului amortizor, respectiv anulează relația (18):

$$P_t = R + K\cdot\frac{v_0}{\omega}\cdot\sin\omega t = 0. \qquad (18)$$

Din acest punct de vedere putem avea următoarele 3 cazuri:

a) *Cazul a:* $R < K\cdot\frac{v_0}{\omega}$.

în care ecuațiunea (18) are o rădăcină reală, arcul amortizor destinzîndu-se complect pînă la tensiunea zero, pe care o atinge în momentul:

$$t = \frac{1}{\omega}\,\text{arc sin}\,\frac{-R\cdot\omega}{K\cdot v_0} = \frac{\pi}{\omega} + t_3 \text{ în care}$$

$$t_3 = \frac{1}{\omega}\cdot\text{arc sin}\,\frac{R\cdot\omega}{K\cdot v_0} \qquad (19)$$

In acest moment vagonetul începe să se desprindă de împingător fiind animat de viteza:

$$v_3 = v_0\left[1 + \sqrt{1 - \left(\frac{R\omega}{K\,v_0}\right)^2}\,\right] \qquad (20)$$

Acest caz redat în fig. 2, *a*, este, așa cum se va arăta mai jos, cazul intîlnit normal în practică.

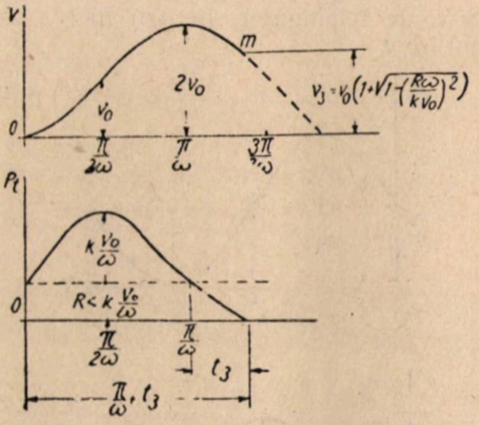


Fig. 2 *a*

Vagonetul se desprinde de împingător în momentul

$$t = \frac{\pi}{\omega} + t_3 \text{ în care } t_3 = \frac{1}{\omega}\,\text{arc sin}\,\frac{R\,\omega}{K\cdot V_0}$$

După desprindere vagonetul se deplasează singur datorită energiei sale cinetice, cu o mișcare uniform întîrziată.

Axa absciselor reprezintă timpul „t“ iar axa ordonatelor viteza „v“ respectiv forță de împingere „P_t“.

b) *Cazul „b“*

$$R = K\cdot\frac{v_0}{\omega}$$

In acest caz ecuația (18) are o rădăcină reală: $\sin\omega_t = -1$ care ne dă timpul: $t = \frac{3\pi}{\omega}$ în care are loc destinderea completă a arcului amortizor.

In acest moment viteza vagonetului împins devine v_0 și ca urmare vagonetul nu se mai desprinde de împingător ca în cazul „a“.

Acest caz este redat în fig. 2 *b*.

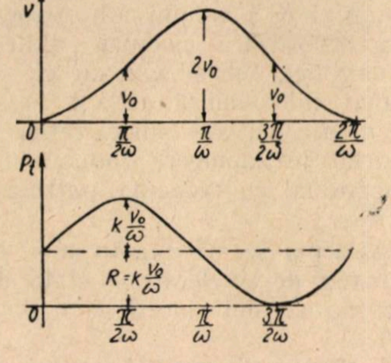


Fig. 2 *b*

Vagonetul nu se desprinde de împingător, arcul amortizor se destinde pînă la zero

c) *Cazul „c“*

$$R > K\cdot\frac{v_0}{\omega}.$$

In acest caz ecuaţia (18) nu are nici o rădăcină reală, arcul amortizor neputîndu-se destinde pînă la tensiunea zero, ci numai pînă la tensiunea $R - K\cdot\frac{v_o}{\omega}$ Ca urmare în acest caz, redat în fig. 2 *c*, vagonetul împins nu se desprinde de împingător, pentru nici o valoare a timpului *t*.

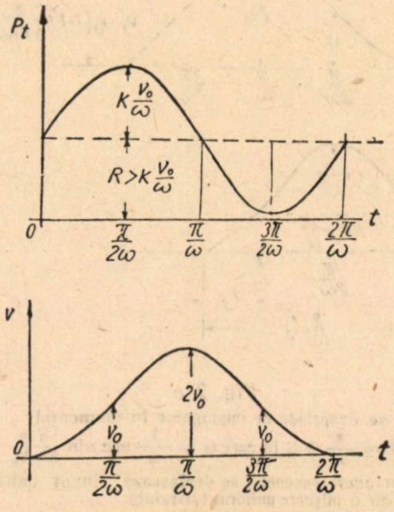


Fig. 2 *c*

Vagonetul nu se desprinde de împingător, arcul amortizor nu se destinde pînă la zero ci numai pînă la valoarea $R - \frac{K\ V_0}{\omega}$

In practică vom întîlni numai cazul „a", deoarece arcul amortizor trebuieşte astfel dimensionat, încît comprimarea maximă dată de relaţia (17) să nu depăşească, din motive constructive cursa de 0,15—0,20 m.

Ori pentru ca acest lucru să fie posibil este necesar să se ia pentru constanta elastică a arcului *K*, valori care satisfac totdeauna relaţia

$$R < K\cdot\frac{v_o}{\omega}$$

Observaţia 1. Din examinarea expresiilor (12), (14) şi (20), se vede că de mărimea constantei *K* a arcului amortizor, depinde amploarea amortizării ciocnirii dintre împingător şi vagonet. Intr-adevăr cu cît constanta *K*, este mai mică, adică cu cît arcul folosit este mai moale, cu atît amortizarea este mai eficace, forţa de împingere reducîndu-şi mărimea proporţional cu rădăcina pătrată a coeficientului *K*.

In acelaş timp se măreşte în mod corespunzător perioada de accelerare t_2 dată de relaţia (14) şi cursa arcului amortizor *c* dată de relaţia (17).

In mod constructiv cursa arcului amortizor nu poate depăşi însă 150—200 mm, aşa încît micşorarea forţei de împingere este limitată de această condiţiune constructivă.

Observaţia 2. Pentru ca ciocnirea dintre împingător şi vagonet să fie într-adevăr complect amortizată, este necesar ca arcul amortizor să fie astfel dimensionat încît el să poată suporta forţa P_{t1} dată de relaţia (12) la o cursă dată de relaţia (17).

Dacă împingătorul de vagonete în construcţia căruia intră arcul amortizor, nu permite comprimarea acestuia la cursa dată de relaţia (17), scoţîndu-l din funcţiune înainte de atingerea acestei comprimări, nu mai avem o ciocnire *complet amortizată* ci o ciocnire *parţial amortizată*.

Puterea medie dealungul perioadei de accelerare. Prin calcularea expresiei:

$$N_m = \frac{1}{75}\cdot\frac{\int_0^{t_2} P_t\cdot ds}{t_2}$$

se stabileşte uşor că dealungul *perioadei de accelerare* a vagonetului împins, instalaţia desvoltă o putere medie în CP dată de expresia (21)

$$N_m = \frac{2\sqrt{K\cdot m}}{75\cdot\pi}\cdot v_o^2 + \frac{R\,V_o}{75} \qquad (21)$$

Puterea de vîrf dela mijlocul perioadei de accelerare. Deasemenea se stabileşte uşor că puterea de vîrf, de la mijlocul perioadei de accelerare exprimată tot în CP are ca expresie:

$$N_{max} = \frac{1}{75}\cdot[\sqrt{K.m.}\,v_0^2 + R\,v_0] \qquad (22)$$

Mişcarea vagonetului după desprinderea lui de împingător. Aşa cum s-a arătat mai sus, instalaţiile de împins vagonete prevăzute cu arc amortizor, se încadrează din motive constructive în cazul „a" concretizat prin relaţia:

$$R < K\cdot\frac{v_0}{\omega}$$

In acest caz în momentul dat de relaţia (19), vagonetul împins se desprinde de împingător. Din acest moment începe **perioada a III-a** de mişcare în care vagonetul călătoreşte mai departe după o mişcare uniform întîrziată cu o acceleraţie constantă negativă

$$\left(-\frac{R}{m}\right).$$

De fapt mişcarea uniform întîrziată a vagonetului, îşi schimbă valoarea negativă a acceleraţiei în momentele în care roţile vagonetului împins încep să urce pe panta podului basculant, ce compensează nepotrivirea dintre nivelul liniilor din colivie şi al liniilor din rampa din faţa puţului.

In cadrul acestui articol însă nu analizăm aceste perioade de mişcare dat fiind că ele sînt neinteresante din punctul de vedere al valorii maxime a forţei de împingere ce ne preocupă.

Cazul ciocnirilor parţial amortizate

La unele instalaţii existente împingătorul de vagonete este astfel construit încît arcul amortizor este scos din funcţiune înainte de a suferi comprimarea c dată de relația (17), adică înainte ca forța de împingere, în curs de desvoltare, să atingă valoarea sa maximă dată de relația (12). La aceste instalații, în momentul scoaterii din funcțiune a arcului amortizor, între împingătorul de vagonete și împingător, apare o ciocnire pură, însă de o intensitate mai redusă decît în cazul cînd împingătorul nu ar fi avut niciun fel de arc amortizor.

In acest caz, vom spune că avem deaface cu o ciocnire parțial amortizată. Ca la orice ciocnire pură, forța de ciocnire ce apare în momentul scoaterii din funcțiune a arcului amortizor, nu se poate stabili pe bază de calcul prin vreo formulă matematică.

De aceea prin folosirea unui arc amortizor necorespunzător, care nu este capabil să dea o amortizare totală a ciocnirii dintre împingător și vagonete, pe lîngă pierderea avantajului reducerii maxime a intensității forței de ciocnire, se pierde și avantajul posibilității determinării prin calcul a acestei forțe.

La o astfel de instalație, există posibilitatea de a se determina legea mișcării vagonetului împins după terminarea perioadei de ciocnire ce se naște în momentul scoaterii din funcțiune a arcului amortizor.

Pentru a nu depăși însă limitele pe care ni le-am fixat pentru acest studiu, dăm mai jos numai expresia matematică a mișcării vagonetului împins, după terminarea perioadei de ciocnire ce apare în momentul scoaterii din funcțiune a arcului amortizor, luîndu-se ca origină a timpului chiar acest moment:

$$s = \frac{P_0}{K} \cdot (1 - \cos \cdot \omega t) + v_0 \cdot t$$

P_0 fiind tensiunea din arcul amortizor corespunzătoare accelerării vagonetului, în momentul scoaterii din funcțiune a arcului amortizor.

Concluzii

La instalații de împins vagonete acționate electro-mecanic, este necesară introducerea în construcțiunea împingătorului a unui arc amortizor.

Acest arc amortizor aduce două avantagii:

1) amortizează, adică coboară la o valoare normală intensitatea forței de ciocnire ce se desvoltă între împingător și vagonet, care altfel ar atinge valori extrem de mari;

2) permite stabilirea unei formule matematice pentru calcularea acestei valori [vezi formulele (9) și (12)], spre deosebire de ciocnirea neamortizată la care această posibilitate nu există.

Pentru obținerea completă a acestor 2 avantagii, adică pentru realizarea unei amortizări totale a ciocnirilor ivite, este necesar ca împingătorul de vagonete și arcul amortizor să fie astfel construite, încît arcul amortizor să se poată comprima nestingherit la o cursă anumită.

Formulele stabilite în acest studiu (12) și (17) permit dimensionarea corespunzătoare a arcului amortizor necesar realizării unei amortizări totale a ciocnirilor dintre împingător și vagonet.

La instalațiile existente, la care construcția necorespunzătoare a ansamblului împingător plus arc amortizor, dau numai o amortizare parțială a ciocnirilor dintre împingător și vagonet, este necesar să se restudieze acest ansamblu pentru obținerea amortizării totale a ciocnirilor dintre împingător și vagonete.

Prin modificarea corespunzătoare a construirii acestui ansamblu în scopul obținerii acestui desiderat, se va prelungi durata de funcționare a diverselor piese (lanțuri, angrenaje), ce intră în compunerea instalației.

Observații finale

a) La instalațiile de împins vagonete acționate pneumatic, nu mai este necesară introducerea arcului amortizor în construcția împingătorului, deoarece în acest caz amortizarea forței de ciocnire se realizează prin însăși elasticitatea aerului comprimat.

b) La instalațiile de împins vagonete cu acționare electro-mecanică, pe lîngă arcul amortizor menționat, se mai ia o măsură de siguranță contra suprasolicitărilor elementelor instalației la rezistențe de mers neprevăzute (date de exemplu de deraierea vagonetului), prin introducerea în mecanismul de acționare a unui cuplaj elastic.

Introducerea acestui cuplaj elastic, nu elimină însă necesitatea arcului amortizor din construcția împingătorului, deoarece:

1) el nu poate schimba caracterul de șoc al forței de ciocnire dintre împingător și vagonet, reducîndu-i intensitatea și mărindu-i perioada de desvoltare așa cum face arcul amortizor menționat, ci limitînd numai valoarea maximă a acestei forțe, prin alunecarea cuplajului peste o anumită valoare a cuplului ce-l solicită.

2) nu se poate avea în mînă caracteristica de funcționare a cuplajului elastic, care este dereglabil în timpul funcționării, fiind reglat periodic de către manipulanți, de multe ori în mod necorespunzător.

c) Efectul comparativ al amortizării a 2 sau mai multe mărimi de arcuri amortizatoare, față de cazul funcționării unei instalații fără arc amortizor, se poate verifica practic prin compararea maximelor bătăilor ampermetrului, care măsoară curentul absorbit de motorul electric al instalației de împins, în diversele cazuri de funcționare (cu sau fără arc amortizor).

d) Din examinarea expresiei (12)

$$P_{t_1} = R + v_0 \cdot \sqrt{K \cdot m} \qquad (12)$$

se vede că în compunerea valorii maxime a forței de împingere intră și termenul: $v_0 \sqrt{Km}$ ce corespunde accelerării vagonetului împins. Acest termen este proporțional cu viteza v_0 a împingătorului de vagonete și proporțional cu rădăcina pătrată a produsului dintre constanta arcului amortizor și masa vagonetului împins.

Din examinarea diverselor tipuri de instalații de împins vagonete folosite în industria cărbunelui și a acelora descrise în literatura de specialitate, rezultă că o viteză corespunzătoare pentru împingător este:

$$v_0 = 0{,}5 - 0{,}6 \; m/s.$$

Exemplu numeric

Vom aplica formulele stabilite la următorul caz particular:

a) Numărul de vagonete împins: 2 buc.

b) Tipul vagonetelor împinse de 1000 l.

c) Greutatea moartă a unui vagonet de 1000 l: 500 kg.

d) Incărcătura de cărbune a unui vagonet de 1000 l: 800 kg.

e) Masa celor 2 vagonete încărcate: m=265 kg. $m^{-1}s^2$.

f) Viteza împingătorului: v_0=0,6 m/s.

g) Rezistența de mers în aliniament a grupului de vagonete împins (cca 30 kg/t). R = 80 kg.

A. *Alegerea constantei elastice K a arcului amortizor*

Se face astfel încît cursa arcului amortizor, dată de relația (17):

$$c = \frac{R}{K} + \frac{v_0}{\omega}$$

să nu depășească (din motive constructive) 0,2 m.

Luăm într-o primă încercare:

$$\frac{v_0}{\omega} = 0{,}17 \text{ m deci } \omega = \frac{v_0}{0{,}17} = \frac{0{,}6}{0{,}17} = 3{,}53$$

Insă $\omega = \sqrt{\frac{K}{m}}$ (vezi relația (5), deci

$$K = m \cdot \omega^2 = 265 \times 3{,}53^2 = 3300 \text{ kg/m}$$

Cu această valoare a lui K rezultă:

$$c = \frac{R}{K} + \frac{v_0}{\omega} = \frac{80}{3300} + \frac{0{,}6}{3{,}53} = 0{,}024 + 0{,}17 = 0{,}194 \text{ m.}$$

B. *Valoarea maximă a forței de împingere, respectiv de comprimare a arcului amortizor*

$$P_t = R + K\frac{v_0}{\omega} = 80 + 3300\frac{0{,}6}{3{,}53} = 80 + 560 = 640 \text{ kg} \qquad (12)$$

C. *Dimensiunile arcului amortizor necesar*

Arcul amortizor care dezvoltă o forță: P =640 kg la o comprimare totală: c=0,194 m, la o solicitare admisibilă a materialului de τ=4000 kg/cm², are următoarele caracteristice dimensionale:

— diametrul mediu al spirei: 80 mm

— grosimea sîrmei de arc: 15 mm

— numărul de spire active: 31

— numărul total de spire: 32,5

— lungimea totală a arcului în stare necomprimată: 700 mm.

C. *Stabilirea celorlalte date ale mișcării grupului de vagonete împins*

— durata perioadei de accelerare: $t_2 = \frac{\pi}{\omega} = 0{,}89$ s

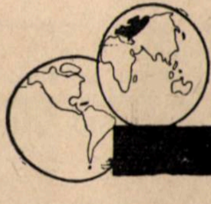
— Viteza atinsă de vagonet la mijlocul perioadei de accelerare: $\left(t_1 = \frac{\pi}{2\omega} = 0{,}445 \text{ s} \right) \ldots v_1 = 0{,}6$ m/s

— accelerația atinsă de vagonet la mijlocul perioadei de accelerare: (t_1 = 0,445 m/s) $a_1 = v_0\,\omega = 2{,}12$ m/s²

— viteza atinsă de vagonet la finele perioadei de accelerare: $v_2 = 2 \cdot v_0 = 1{,}2$ m/s

— spațiul parcurs de vagonet în cursul perioadei de accelerare: $s_2 = \frac{v_0}{\omega}\pi = 0{,}534$ m.

Noutăţi Mondiale



Europa

U.R.S.S.

Pentru prima dată a fost aplicat abatajul hidromecanizat al minereurilor la exploatarea zăcămintelor de mangan de la Nikopol (Ucraina). Aplicarea acestui procedeu a permis triplarea productivităţii. Incercări similare sînt în curs şi într-o serie de bazine carbonifere.

NORVEGIA

La Söve la 110 km sud-est de Oslo se cunoaşte un zăcămînt de niobiu. Zăcămîntul este de origină hidrotermală şi pneumatolitică şi a fost cunoscut din 1951. Minereul de niobiu aparţine grupei de piroclorați asemănători cu cei de la Kaiserstuhl din Germania. Actualmente se exploatează un singur dyeck cu o rezervă de 1 500 000 t. Prepararea constă în separarea prin flotaţie a piritei şi prin tratament magnetic al magnetitei. Apatita se dizolvă în acid azotic şi se obţine un concentrat cu 50% Nb_2O. Producţia actuală este de 15 t/lună concentrat.

GRECIA

Nichelul apare aici fie sub formă de zăcăminte de nichel propriu-zise, fie sub formă de minereuri mixte conţinînd şi cupru. Prima formă este întîlnită în regiunea Larymna şi în insulele Eubé şi Skyros, iar cea de a doua formă apare la Linogadi lîngă Volos. In prezent funcţionează o exploatare la Larymna cu o capacitate de 160 t cu conţinuturi medii de 2,50% Ni. Se prevede mărirea de patru ori a producţiei precum şi tratarea minereului în Grecia (pînă prin 1940—1944 minereul era tratat în Germania).

FINLANDA

Zăcămîntul de ilmenită de la Otarmaeki ce pare a fi unul din cele mai mari din Europa, este exploatat de către stat.

R. F. GERMANĂ

Cercetări în domeniul energiei nucleare au fost iniţiate recent folosind ca sursă rezervele reduse din Pădurea Neagră şi Bavaria.

TURCIA

Institutul de cercetări şi prospecţiuni miniere din Ankara a identificat un zăcămînt cu rezerve de 10 milioane tone cu 0,44% WO_3 la Ulndey, la 13 km sud-est de Benză. In urma unei legi recente, societăţile străine sînt invitate să solicite concesiunea Benza. Amintim cu această ocazie că Turcia este una din puţinele ţări în care exploatarea minereurilor radioactive nu constituie un monopol al statului.

SPANIA

Producţia de minereuri în 1954 a fost următoarea: pirită 1 913 000 t, fier: 3 405 000 t.

SUEDIA

Exploatarea de la Rudnjebaeck, situată lîngă Actek, va produce 130 000 t/an. Minereul va fi concentrat la Kristienbery într-o nouă instalaţie de preparare. La capacitatea de producţie mai sus indicată se prevede o durată de exploatare de încă 20 ani.

Asia

INDIA

Este una din ţările cu mari rezerve de cărbuni. Astfel la Madras se cunosc zăcăminte cu rezerve de 200 milioane tone, exploatate cu o producţie de 3,2 milioane tone/an, producţia fiind folosită la o termocentrală de 200 MW. Cel mai bun cărbune apare la Assam. Alte zăcăminte apar în Biharul de sud, Bengalul de SW, Orissa de nord. Rezerva totală sigură de 80 miliarde tone din care 6 miliarde cărbune de cea mai bună calitate. In Pakistanul de est la Haraşhpur se găseşte un zăcămînt de lignit cu rezerve de 100 milioane tone.

★

Rezervele sigure de minereu de fier sînt de 3 milioane tone, iar cele posibile se cifrează al 20 miliarde tone. Zăcămintele de fier sînt plasate în Bihar, Orissa, Chanda, Sandur, Mysore, Ratnogiri-Goa. Calitatea minereului este foarte bună: 58—68% Fe. Producţia anuală este de 3 milioane t.

Zăcămintele de mangan sînt situate la Nagipur, Keonghor, Orissa, Vizianagram, Jeypore, Sandur. Minereul conţine 40—50% Mn iar producţia anuală este de 800 000 t.

America de Nord

CANADA

In regiunea Noul Brunswick precum şi în peninsula Gaspé de la estuarul fluviului Saint-Laurent au fost descoperite zăcăminte de plumb şi zinc. Acestea formează un sistem de filoane de mare înclinare în formaţiile devoniene.

★

Regiunea Blind River la nord de Ontario este considerată ca una din cele mai bogate regiuni în uranium. S-au descoperit zăcăminte ca: unul de 496 000 t cu 0,124% oxid de uraniu sau altul cu 1 500 000 t cu 0,07%. In prezent sînt în construcţie trei uzine de preparare cu o capacitate totală de 7800 t/zi, urmînd a intra în funcţiune în 1957.

★

La Los Joachims pe rîul Ottawa guvernul canadian a hotărît să construiască prima centrală electrică nucleară. Cercetările arată că pentru producerea de energie electrică la preţuri comparabile centralelor termonucleare trebuie să aibă puteri de ordinul a 3—5 milioane kW.

★

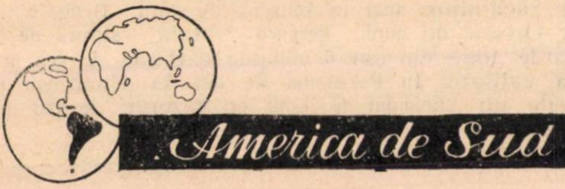
Zăcămintele de azbest cele mai cunoscute sînt cele de la Thetford Mines la 70 km sud de Quebec. Asbestul apare ca urmare a procesului de alterare a dunitelor, periodolitelor şi piroxenitelor din zona algonchiană.

S.U.A.

Zăcămintele de uraniu cunoscute sînt cele din munţii Lukachukei (Arizona), Platoul Colorado, Happyjack de White Cangon (Utah), Monument Valley (Utah), munţii Chuska (Arizona). Cităm studiile geochimice şi mineralogice ale unui lignit uranifer în statul Dakota.

★

Se anunţă redeschiderea unei exploatări de cinabru în Alaska la Kuskonkwin Riser.



MEXICUL

Exploatarea sulfului capătă o mare dezvoltare mai ales în istmul Tehuantepec. Un nou zăcămînt a fost descoperit în insula Socozzo, acesta conţinînd un minereu cu 95% S şi care ar putea produce 60 000 t/an. Amintim că tot în Mexic a început extragerea sulfului din gazele de petrol din bazinul Poza Rica: hidrogenul sulfurat este separat de gazul metan prin procedeul cu amine şi sulful este extras prin procedeul Claus. Gazele naturale conţin 16,3% H_2S şi se tratează cca 1,7 m³/zi.

PERU

Vanadiul se exploatează la Mina Rogra ce se găseşte la o alttiudine de 4 750 m deasupra nivelului mării în Anzi, districtul Chaupimasca, provincia Junia. Minereul este transportat cca 6 km la Jumasha unde este plasată instalaţia de preparare. Exploatarea aparţine unei societăţi americane şi a produs în 1954, 195 tone minereu. In prezent sînt în curs lucrări miniere de dezvoltare a exploatării.

ALGERIA

Zăcămintele de fier sînt destul de răspîndite, indicii numeroase indicînd Sahara septentrională ca o regiune de viitor. In munţii Ougarta s-a identificat un zăcămînt format din gresii feruginoase de vîrstă ordoviciană cu 40% Fe, dar conţinutul de 25% SIO_2 este prohibitiv.

Cu perspective de viitor apare zăcămîntul de la Gara Djebel la 120 km SE de Tindou. Zăcămîntul este sedimentar (devonian) cu grăsime medie de 10 m. Exploatările au determinat o rezervă de 3 miliarde tone cu un conţinut de 38—57%. Minereul este fosforos.

★

Producţia de fosfaţi a exploatării de la Konif a atins 70 000 t/lună şi în prezent se construieşte o uzină de preparare. La Djebel Onk a fost descoperit un nou zăcămînt de fosfaţi şi în plus şi gaze naturale care în viitor vor fi folosite la calcinarea minereului.

AFRICA ECUATORIALĂ FRANCEZĂ

In regiunea Bria şi Ippy sînt cunoscute zăcăminte importante de diamante. De curînd zăcăminte noi au fost descoperite la Durand Ferté şi la Zamoza în centrul unei formaţiuni de gresii. Originea zăcămintelor nu a fost stabilită. Gresia este o rocă magazin şi mineralele însoţitoare ale diamantului sînt minerale des întîlnite în formaţiile grizoase: turmalina, rutilul, ilmenita, granaţi, zircon.

NYASSALAND

In partea de NE a platoului Lingstone a fost descoperit un strat subţire de cărbune radioactiv conţinînd 8,75% oxid de uranium.

AUSTRALIA

Celebrul zăcămînt de fier de la Iron Knob este plasat în Australia de sud la 60 km NE de Whyalla, portul de deservire. Deoarece zăcămîntul este aproape de epuizare, cercetările în extindere au determinat în spre N o zonă cu minereu de fier cu un conţinut redus de manganez.

NOUA CALEDONIE

Cercetările geologice au identificat zăcăminte foarte mari de cobalt dar cu conţinuturi foarte reduse (0,5%), ceea ce ridică problema preparării şi mai ales a tratamentului metalurgic extrem de complicat.

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Documentare

Tehnica securității

W. F. FRANKE: Depozitarea cărbunelui în America și procedeele de luptă cu aprinderea spontană **(Das Lagern von Kohlen unter Verhütung ihrer Sehstenzündung in America).** Glückauf, iulie 1954, 90, p. 853—856, 5 fig.

La cercetarea amplasamentelor pentru suprafețele de depozitare trebuie să se aleagă terenuri solide, plate și uscate. Aproape toți cărbunii depozitați au tendința de a se combina cu oxigenul din aer; adică de a se oxida. Cînd combinarea are loc rapid, se produce o puternică degajare de căldură și într-un anumit punct se produce autoaprinderea. In acest scop sînt necesare măsurători de temperatură în diferitele puncte ale depozitului de cărbune.

In principiu sînt patru elemente care contribuie la încălzire: pirita, apa oxigenul și anumite hidrocarburi. Pirita și apa formează sulfat de fier și acid sulfuric printr-o reacție exotermică care determină astfel o acțiune de oxidare asupra hidrocarburilor. In condițiile obișnuite de depozitare, se constată după un an, o pierdere de putere calorifică de 1% care crește pe măsura prelungirii duratei de depozitare.

Procedeele folosite pentru depozitarea cărbunilor sînt: circulație de aer destul de activă pentru a dispersa căldura în formare și dimpotrivă protejarea depozitului împotriva oricărei acțiuni a aerului. Procedeul cu circulație convine mai ales cărbunilor bulgări, pe care nu trebuie să-i sfărîmăm la depozitare pentru a evita formarea măruntului. Centralele termoelectrice care primesc cărbunii de diferite mărimi, vor folosi al doilea procedeu evitînd pe cît posibil clasarea granulometrică ce se produce cînd se formează depozitul de cărbune. Pentru a evita această clasare, cărbunele trebuie răspîndit în straturi ce sînt apoi supuse unei acțiuni de comprimare, fără a-i sfărîma. Această comprimare este foarte importantă, căci ea reduce în mod considerabil interspațiile pline de aer. Densitatea aparentă a cărbunelui în grămadă, care este în mod normal de 600 kg/m^3 ajunge la 700 kg datorită tasării naturale după cîțiva ani, în apropierea terenului, putînd atinge 800 kg/m^3 datorită acțiunii de comprimare repetate prin traversarea cu un buldozer.

Se citează cazul unei termocentrale unde 560 000 t cărbuni sînt depozitați pe o suprafață de 420 m lungime 120 m lățime și cu înălțimi ce ajung la 30 m. Cărbunele este transportat de tractor cu cupe de 12—20 m^3 ce descarcă încărcături pe 4 m lățime, 12 m lungime, 35 m înălțime. Deși cărbunele provine de la 60 mine și are conținut de volatile de 17 la 30% nu se acordă nici o atenție acestui lucru.

Etanșarea depozitului se face cu un strat protector. La o termocentrală se aplică etanșarea cu cărbune mărunt și asfalt cu un consum de 0,65—1% de cărbune. Cu această metodă se poate determina ușor punctele de încălzire prin formarea unor vapori în primele ore ale dimineții.

Aplicarea asfaltului pe talazuri prezintă inconvenientul că produsul devine fluid și se scurge. S-a încercat folosirea asfaltului emulsionat și a unui amestec de mastic și cărbune ca un strat de acoperire. Pentru depozitele mici, s-a încercat folosirea unui amestec de cărbune și ulei pentru a reduce absorbția umidității și a reduce pierderile datorate acțiunii vîntului. Adesea, cărbunele devine etanș prin proiectarea de gudron cu ajutorul unei pompe cu un consum de 2 l/m^3 suprafață.

Dacă se produce un punct de încălzire, nu este recomandabil să fie atacat cu apă, ci dimpotrivă să se folosească procedeul de compresiune. Numeroase termocentrale depozitează cărbunele mulți ani prin acest procedeu.

Exploatare

W. TAYLOR, J. HANCOCK: Progrese în împușcarea cu întîrziere de milisecundă în exploatările de cărbuni **(Progrés dans le tir à court retard dans les houilléres)** Revue de l'Industrie Minerale, 15 martie 1955 p. 434—437.

Cînd o galerie săpată în steril se apropie la 5 m de un strat de cărbune de peste 70 cm grosime. nu se pot folosi capse cu întîrziere și nu se pot împușca mai mult de 6 găuri de mină simultan.

Incercările practice au arătat că prin plasarea corectă a găurilor de mină, ținînd seama de întîrzierea adoptată, se poate evita ca o încărcătură să fie descoperită de tirul precedent. Trebuie folosite aceleași întîrzieri pentru toate găurile de mină și trebuie evitată perforarea lor aproape de planurile de separare. Pericolul poate veni numai de la metanul degajat de o împușcare anterioară. Metanul poate fi conținut în fisurile preexistente. Cea mai bună protecție constă poate în alegerea explozivului. Impușcarea cu întîrziere de milisecundă este foarte avantajoasă.

La împușcarea cu sîmbure canadian se poate folosi împușcarea cu întîrziere de milisecundă folosind găurile de mină în așa fel încît să obțină 100 ms decalaj între găurile învecinate și cu o lărgire progresînd orizontal.

La împușcarea cu sîmbure conic, încărcînd toate găurile de mină cu aceiași întîrziere și alegînd întîrzierile perechilor învecinate. se poate detașa roca în fracțiuni care nu vor fi aruncate la mare distanță.

La săparea galeriilor în cărbune încercările au arătat că capsele cu întîrziere de milisecundă permit împușcarea întregei secțiuni deodată (14 găuri în loc de 3—6 cît era permis la împușcarea cu capse instantanee). De asemenea granulometria se îmbunătățește, avansarea pe salt este mărită și zguduirea redusă.

In capsele cu întîrziere de milisecundă, tubul de cupru ce conține puntea de întîrziere sau capul de aprindere, pare că provoacă aprinderea metanului. Capsele „Carrick" cu intervale de întîrzieri la 50 ms cu tub nemetalic ci dintr-un material capabil să absoarbă gazele și caloriile îmbunătățește securitatea; ele se vor impune acolo unde sînt dorite intervale de 100 ms. Intervalul optim depinde foarte mult de condițiile locale și în acest sens sînt încă necesare încercări.

Impușcarea cu întîrziere de milisecundă are avantajele: evită înapoierea în front pentru a încărca alte găuri de mină, zguduire redusă, împușcare simultană a întregului front la înaintări în steril, reducerea degajărilor de metan datorită duratei reduse de împușcare.

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. vor fi difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

Facem cunoscut cititorilor noştri că, începînd de la 1 ianuarie 1956, Gazeta „TEHNICA NOUĂ“ apare săptămînal. Preţul unui abonament este de lei 26 anual sau 13 lei semestrial.

Abonamentele se fac prin: Cercurile A.S.I.T. din întreprinderi şi instituţii, la Subfilialele şi Filialele A.S.I.T. din ţară.

Rugăm cititorii noştri să-şi prelungească, din timp, abonamentul pe anul 1956.

„REVISTA MINELOR“ organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Industriei Cărbunelui — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 4.66.68 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.0004 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

Lei 5 exemplarul

E 1455

Institut. de Do[illegible]care Tehnică
BUCUREŞTI
ОБМЕН - CSERE
VÝMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

Revista MINELOR

KAT

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

3
1956
ASIT

SUMAR

Pag.

AL. L. IANULESCU: Metodica lucrărilor hidrogeologice pentru proiectarea de mine noi de minereuri . . . 105

I. BLUM, D. IONESCU şi O. FLOAREA: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. . . 112

C. PANDELESCU: Determinarea indicilor tehnologici ce trebuie realizaţi în instalaţiile de preparare a minereurilor pe baza factorilor tehnico-economici . . . 119

STAN ŞTEFAN: Despre caracterul şi mecanismul dezagregării rocilor sub acţiunea alicelor de foraj . . . 126

A. BACU: Contribuţii la îmbunătăţirea instalaţiilor pneumatice de la mina Anina . . . 134

C. CENUŞA: Metoda de lucru cu mutarea transportorului în frontul de lucru prin împingere 138

I. MARIN: Minele de aur „Valea lui Stan“ . . 141

I. POPESCU: Conducerea lucrărilor topografice pentru străpungerea galeriei de legătură între puţul Centru şi puţul Ştefan, orizontal 480 la I. C. Lupeni 143

A. BERARU: Metoda de exploatare cu front lung şi încărcare directă pe transportor prin împuşcare . . . 147

DIN ACTIVITATEA A.S.I.T.

* * *: Darea de seamă a Biroului Consiliului Central A.S.I.T. asupra activităţii în anul 1955 şi asupra planului de activitate pe anul 1956 . . . 149

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

А. Л. ЯНУЛЕСКУ: Методика гидрогеологических работ по проектированию новых горнорудных разработок . . . 105

И. БЛУМ, Д. ИОНЕСКУ и О. ФЛОРЯ: Влияние породы как параметр коксифисирующих свойств газового лигнита в РНР . . 112

К. ПАНДЕЛЕСКУ: Определение технологических показателей, осуществление которых является необходимым на рудообогатительных установках, на основе технико-экономических факторов . . . 119

С. ШТЕФАН: О характере и механизме пород по действию бурильной дроби . . . 126

А, БАКУ: К вопросу улучшения пневматических установок шахты Анина . . . 134

К. ЧЕНУША: Рабочий метод передвижения конвейера в лаве путем толкания . . . 138

И. МАРИН: Золотоносные рудники Валя луй Стан . . . 141

И. ПОПЕСКУ: Руководство топографическими работами для проходки сбойки между стволом Чентру и стволом Штефан в горизонте 480 на угольных разработках в Лупень . . . 143

А. БЕРАРУ: Метод разработки длинным забоем и непосредственной погрузкой на конвейер взрывом . . . 147

ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ АСИТ

* * * Отчет Бюро Центрального Совета АСИТ о деятельности за 1955 год и план работы на 1956 год . . . 149

SOMMAIRE

Page.

AL. L. IANULESCU: La méthodique des travaux hydrogéologiques pour l'ouverture de nouvelles mines de minerais . . . 105

I. BLUM, D. IONESCU et O. FLOAREA: Influence des parties stériles comme paramètre des propriétés de cocsification des houilles de gaz de R.P.R. . . . 112

C. PANDELESCU: Détermination des indices technologiques devrant être réalisés par les installations de préparation des minerais se basant sur les facteurs techniques et économiques . . . 119

STAN ŞTEFAN: Le caractère et le mécanisme de desagregation des roches sous l'action des alices de forage . . . 126

A. BACU: Contribution pour l'amélioration des installations pneumatiques de la mine d'Anina 134

C. CENUŞA: La méthode de travail avec déplacement par poussée du transporteur dans le front de taille . . . 138

I. MARIN: Les mines d'or de la „Vallée de Stan“ . . . 141

I POPESCU: Travaux topographiques pour le parcage de la galerie de liaison entre le puits Centre et le puts Ştefan, horizon 480 à I. C. Lupeni . . . 143

A. BERARU: Méthode d'exploitation par grande taille et chargement direct sur le transporteur par l'effet d'explosion . . . 147

DE L'ACTIVITÉ A.S.I.T.

* * *: Compte rendu du Bureau du Conseil Central A.S.I.T. en ce qui concerne l'activité pendant l'année 1955 et du plan d'activite pendant l'année 1956. 149

INHALT

Seite.

A. L. IANULESCU: Die hydrologischen Arbeiten zwecks Ermittlung der beim Entwerfen von neuen Erzbergwerken nötigen Daten . . 105

I BLUM, D. IONESCU und O. FLOAREA: Der Einfluss des tauben Gesteins auf die Verkokbarkeit der rumänischen Gaskohlen . . . 112

C. PANDELESCU: Die Ermittlung der Kennwerte zur Beurteilung von Aufbereitungsvorgängen, die auf Grund der technisch-wirtschaftlichen Faktoren in den Erzaufbereitungsanlagen erreicht werden müssen . . . 119

STAN ŞTEFAN: Über das Verhalten der Gesteine bei der Herstellung von Tiefbohrlöchern : . 126

A. BACU: Beiträge zur Verbesserung der im Bergwerk Anina vorhandenen Drucklufteinrichtungen . . . 134

C. CENUŞA: Die Abbaumethode mit Rücken des Förderers längs der Abbaufront . . . 138

I. MARIN: Die Golderzbergwerke in „Valea lui Stan“ . . . 141

I. POPESCU: Markscheiderische Arbeiten beim Auffahren der Verbindungsstrecke zwischen dem Centru-Schacht und dem Stefan-Schacht im Horizont 480 des Kohlenbergwerks Lupeni . . . 143

A. BERARU: Die Abbaumethode mit langer Abbaufront und unmittelbarer Verladung des Förderes beim Schiessen . . . 147

AUS DER TÄTIGKEIT DES WISSENSCHAFTLICHEN VEREINS RUMÄNISCHER INGENIEURE UND TECHNIKER

* * *: Rechenschaftsbericht des Hauptvorstandes des Wissenschaftlichen Vereins rumänischer Ingenieure und Techniker über die Tätigkeit während des Jahres 1955 und den Arbeitsplan für das Jahr 1956 . . . 149

Clişeul de pe copertă: *Pod de transport pentru exploatări la zi cu deschidere de 250 m, benzi de 3 m lăţime şi capacitate de 7000 m³/h (realizat în R.D.G.)*

REVISTA MINELOR

ANUL VII ⊢ Nr. 3 ⊣ MARTIE 1956

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Metodica lucrărilor hidrogeologice pentru proiectarea de mine noi de minereuri

Al. L. Ianulescu

Expunerea de față, intitulată „Metodica lucrărilor hidrogeologice pentru proiectarea de mine noi de minereuri" are trei părți: una care cuprinde cîteva considerațiuni generale introductive, a căror reamintire este socotită indicată pentru întregirea expunerii; în a doua parte se examinează latura geologico-minieră pentru a se stabili legătura între cunoașterea condițiilor hidrogeologice și influența pe care acestea au exercitat-o asupra modificărilor pe care le-a produs, factori, care decid asupra oportunității începerii unei exploatări, respectiv care indică condițiile pentru întocmirea unui proiect de exploatare. In fine, în partea finală se dau cîteva indicațiuni cu privire la tehnica forajelor și la metodica încercărilor stratelor de apă, asupra cărora există controverse în rîndurile tehnicienilor de specialitate. (N. R.)

Apa care se întîlnește în zăcămintele de minereuri provine, în majoritatea cazurilor, din precipitațiile atmosferice. Cantitatea și comportarea apei care pătrunde în subteran, depind de regimul hidrostatic al regiunii și de natura rocelor pe care le traversează în drumul ei.

Cînd se caracterizează o rocă, sub aspectul posibilităților de pătrundere și de inmagazinare a apei, trebuie să se țină seama de două proprietăți: *Porozitatea și permeabilitatea, între care nu există vre-o dependență funcțională, ci numai una cauzală.*

Toate rocele, începînd cu acele cristaline și terminînd cu acele sedimentare, au o anumită porozitate, datorită golurilor dintre particulele componente, fisurilor, crăpăturilor, cavernelor etc.

Porozitatea rocelor se exprimă prin raportul dintre volumul total al golurilor sau al porilor și volumul total al rocei luate în considerație. Acest raport se numește *coeficientul de porozitate.*

Proprietatea de colectare a apei nu depinde însă numai de *coeficientul de porozitate, ci și de forma și de mărimea golurilor.*

Astfel, nisipuri și argile, care pot avea uneori aceeași porozitate, sînt totuși diferite în ceea ce privește capacitatea de colectare a apei.

Porii formează prin unirea lor *canale supracapilare, capilare și subcapilare,* în care lichidele se deplasează sub acțiunea forței de gravitație, precum și sub acțiunea unor forțe deosebite și anume tensiunea superficială a lichidelor și forța capilară.

Canalele din roce nu au secțiuni egale pe toată lungimea lor; ele se lărgesc sau se micșorează, *după variația dimensiunilor transversale ale spațiilor goale din rocele nisipoase și după drumul neregulat al canalelor din rocile calcaroase.*

Porii rocelor se împart în două categorii: porii care s-au format odată cu nașterea rocelor magnetice sau sedimentare, denumiți *pori primari* și acei care s-au format în urma modificărilor produse în roce, *pori secundari.*

Unul din factorii care determină formarea porilor secundari este dizolvarea, prilejuind formarea de goluri, de caverne și nu arareori chiar de peșteri de mărimi importante.

Procesul de dizolvare are loc mult mai ușor *deasupra nivelului hidrostatic,* dar dat fiind că acesta nu corespunde actualmente aceluia din erele trecute, se pot întîlni goluri provocate din dizolvarea la diferite adîncimi.

De asemenea și micșorarea volumului rocelor, provocate de răcire, deshidratare, dolomitizare etc., provoacă crăpături și goluri de contractare.

Golurile și crăpăturile care au fost provocate de mișcări tectonice au și ele o importanță pentru mărirea capacității de colectare a rocilor.

Fisurarea rocelor mărește considerabil volumul golurilor mai cu seamă cînd în roce apar crăpături ce se înfrățesc. Argilele și șisturile argiloase, în genere rocele plastice nu sînt prielnice pentru formarea fisurilor.

Cele mai bune roce acumulatoare de apă sînt: *nisipurile gresiile poroase, calcarele și dolomitele poroase, pe cînd argilele, deși au o porozitate mare, sînt impermeabile.*

La calcare și dolomite, hotărîtoare pentru variațiunile proprietăților lor colectoare, sînt forma și mărimea golurilor.

Alături de noțiunea de *porozitate absolută,* care nu depinde de forma, de mărimea golurilor și de secțiunea lor și care cuprinde volumul total al golurilor din rocă, se cunoaște și *porozitatea efectivă sau utilă,* care cuprinde volumul spațiilor prin care pot circula lichidele sub acțiunea unei forțe, a cărei intensitate poate fi determinată.

Capacitatea de absorbție și de circulație a apei se deosebește la diferite roce. Astfel rocele cristaline fără cavități, de exemplu majoritatea șisturilor cristaline, precum și rocele sedimentare cristaline, de exemplu marmora și cuarțitul, nu absorb și nu lasă să circule cantități importante de apă.

Marnele au o capacitate absorbantă importantă; sînt însă lipsite de proprietatea de a lăsa să treacă apa prin ele.

Creta și loessul absorb apa în cantități mari, însă după ce au absorbit o cantitate de apă pînă la saturație, filtrarea apei se face încet, ascultînd de legea gravității.

Prin spălarea unora din părțile lor componente, rocele tari se transformă în roce poroase și permeabile, ceea ce favorizează formarea de cavități, în unele cazuri și surparea rocelor acoperite.

— *Permeabilitatea,* la rîndul ei, prezintă o importanță deosebită în practicarea cercetărilor hidrogeologice.

După cum toate rocele au o anumită porozitate, ele au și o anumită permeabilitate pentru lichide și gaze.

Fără să insistăm asupra faptului că apa poate străbate prin roce cristaline sau șisturi compacte, trebuie să arătăm că la o presiune foarte ridicată ea poate pătrunde în roce tari, respectiv în minereuri.

Sînt practic impermeabile rocele ale căror goluri și pori nu comunică între ele; din această categorie fac parte anumite *varietăți de calcare și dolomite.*

Gradul de permeabilitate al unei roce se exprimă prin *coeficientul de permeabilitate.* El este în funcție de diferența de presiune între punctele de pe suprafața hidrostatică sau de pe traseul curentului subteran de apă, datorită căruia se produce circulația apei în roce; viteza de circulație va fi cu atît mai mare cu cît diferența dintre presiuni va fi mai mare și distanța între puncte va fi mai mică.

— Studiul permeabilității în laborator întîmpină greutăți practice. Extragerea probelor cu carotiera, de obicei în cantități insuficiente, nu permite o determinare exactă a permeabilității medie a rocelor purtătoare de apă.

Pe de altă parte, stratele traversate sînt neomogene și se deosebesc printr-o succesiune de intercalații nisipoase cu granule diferite, sau de intercalații argiloase, sau gresii compacte. Aceste intercalații de grosimi diferite au și permeabilități diferite.

Dar stratele acvifere se mai caracterizează și prin variații structurale și variații de permeabilitate pe direcția stratului, factor important dacă roca este de natură calcaroasă.

In acest caz se vor efectua mai multe foraje, cu carotaj continuu, și se vor folosi datele obținute pentru întocmirea de hărți speciale de permeabilitate egală.

In cazul determinării condițiilor de permeabilitate, trebuie să admitem o anumită aproximație, dat fiind faptul că nu se poate măsura permeabilitatea tuturor intercalațiilor, oricît ar fi de mare numărul carotelor extrase.

* * *

Acumularea apelor subterane se datorește straturilor impermeabile, care impiedică pătrunderea apelor în drumul lor, silindu-le să umple toate fisurile, crăpăturile și golurile din roce, pînă la o anumită înălțime, care corespunde *nivelului hidrostatic.*

Nivelul hidrostatic este în funcție de căile de circulație ale apelor subterane, de orientarea lor către zone de contact cu suprafața, sau de tendința lor descendentă către golurile în care s-au acumulat apele.

In general se poate afirma că nivelul hidrostatic s-a adaptat într-o anumită măsură profilului topografic, înălțîndu-se acolo unde la suprafață sînt ridicături de nivel. In munți calcaroși, în care apele de precipitație pot răzbi pînă la adîncimi mari, nivelul hidrostatic poate și el atinge adîncimi importante, cîte odată chiar 500 m.

Determinarea nivelului hidrostatic este absolut necesară dat fiind importanța deosebită pe care o prezintă, atît din punct de vedere teoretic, cît și practic-minier. Deplasările suferite de nivelul hidrostatic în decursul epocelor geologice trebuie de asemenea luată în considerație.

Zăcămintele de minereuri suferă în zona situată deasupra nivelului hidrostatic, în zona de alterație și pe o porțiune importantă sub aceasta, modificări provocate prin acțiunile atmosferice și prin acelea ale apelor de suprafață, care conțin oxigen liber, bioxid de carbon, acizi organici, clorură de amoniu și hidrogen sulfurat.

In general sulfurile sînt înlocuite prin oxizi metalici prin carbonați și sulfați, prin metale native, prin compuși ai clorului, bromului și iodului, prin fosfați și silicați.

Produsele finale cele mai răspîndite ale procesului de alterare, exercitat asupra unui zăcămînt de minereuri sînt *limonitul și hematitul*, chiar cînd nu provin exclusiv dintr-un minereu de fier, ceea ce a justificat adoptarea denumirii de *„pălăria de fier"* pentru zona superioară alterată a unui zăcămînt de minereuri.

Cu cît zăcămîntul este mai bogat în minereuri, cu atît mai concentrate sînt produsele secundare de alterare, concentrare prețioasă pentru aprecierea valorii zăcămîntului și pentru plasarea lucrărilor de cercetare.

Condițiile climaterice și hidrologice exercită o influență deosebită asupra formațiunilor secundare, respectiv asupra formării „pălăriei de fier". *In regiunile secetoase* unde acțiunea apelor de precipitare este redusă, unde descompunerea rocelor este mai mult un efect al insolației și al acțiunii vîntului care antrenează părțile metalice ușoare, lăsîndu-le pe loc pe acele grele, în aceste regiuni „pălăria de fier" este excepțional de bogată, ca o consecință a concentrărilor mari de compuși metalici.

In afară de apa de adîncime și de apa care se poate întîlni în crăpături sau în oricare deranjament tectonic, trebuie ținut seama și de *apa de suprafață și de cea stagnantă.*

Se înțelege în minerit prin *apă de suprafață*, spre deosebire de aceea de adîncime, apa care pătrunde direct prin crăpături, fisuri, etc., în construcțiile miniere; prin *apă stagnantă* se înțelege apa acumulată în construcții miniere vechi, care prezintă pericole permanente, mai ales dacă conțin gaze nocive.

Măsura în care infiltrațiile de apă sînt generatoare de pericole în lucrările miniere subterane, variază după natura substanțelor minerale, începînd cu masivele de sare în care pătrunderea apei produce distrugeri de proporții mari.

In zăcămintele de lignit apa este intim legată de stratele acoperitoare, încît îndepărtarea ei nu este posibilă. Un mijloc adecuat pentru creiarea de condiții prielnice de exploatare este asecarea regiunii.

In exploatarea minieră subterană a zăcămintelor de minereuri penetrarea apei în subteran este inevitabilă, dacă lipsesc rocele acoperitoare protectoare, sau dacă ele sînt slab dezvoltate.

★

In faza de exploatare a unui zăcămînt de minereuri, adică după ce și repartizarea substanțelor minerale utile a fost stabilită, se procedează la determinarea condițiilor hidrogeologice, unul din elementele importante pentru calcularea rezervelor și implicit pentru elaborarea proiectului de exploatare.

In două direcțiuni trebuie îndreptate studiile de această natură și anume, spre cunoașterea *regimului apelor de suprafață* și în legătură cu aceasta, cunoașterea posibilității de penetrare a apei în mină; în al doilea rînd cunoașterea *regimului apelor subterane și determinarea nivelului hidrostatic.*

Pentru studierea regimului *apelor de suprafață se va începe* prin determinarea condițiunilor climatologice, continuînd cu cercetarea geologică și hidrogeologică pentru a se determina gradul de permeabilitate al rocelor acoperitoare și posibilitatea creării de acumulări în zona impermeabilă sau slab permeabilă.

De asemenea vor fi stabilite caracteristicele văilor și albiilor, nivele, debite etc.

Pe o hartă a regiunii se vor nota punctele de emergență a surselor de apă cu indicarea cotelor de nivel corespunzătoare.

In fine, vor fi studiate balanța hidrologică și calitatea apei sub aspect chimic și bacteriologic.

Studiul litologic și geomorfologic al regiunii va completa programul lucrărilor de cercetare pentru stabilirea regimului apelor de suprafață, implicit pentru luarea măsurilor de împiedicare a penetrării apelor în subteran.

In ceea ce privește studiul apelor subterane în vederea determinării stratelor impermeabile și a stratelor purtătoare de apă, trebuie făcută o deosebire între construcțiile subterane care se proectează în extinderea unei mine și deschiderea unei mine noi.

In primul caz se pot folosi datele existente, în al doilea caz totul este de făcut pentru stabilirea legăturii între apele de suprafață și acele subterane, pentru determinarea stratelor impermeabile și a stratelor acvifere, în fine pentru determinarea nivelului hidrostatic și al variațiilor sale.

Am văzut în indicațiile care preced, necesitatea de corelare între suprafață și subteran și de cunoașterea condițiilor care contribuie la stabilirea nivelului hidrostatic.

Ne-am ocupat de asemenea de importanța pe care o prezintă mai ales în exploatarea zăcămintelor de minereuri, cunoașterea acestui nivel, precum și aceea a caracteristicilor rocelor acoperitoare, gradul lor de fisurare, debitele și presiunea apelor subterane.

După ce vor fi stabilite condițiile de suprafață pentru determinarea condițiilor geologice ale regiunii cu deosebire geomorfologice și gradul de permeabilitate al rocelor din acoperiș, în limitele corespunzătoare suprafeței luate în considerație pentru exploatarea în subteran și a suprafețelor adiacente, se va proceda la *determinarea succesiunii rocelor în adîncime cu atenție deosebită pentru gradul lor de permeabilitate și la determinarea stratelor purtătoare* *de apă cu caracteristicile lor hidrodimamice* (gradientul hidraulic).

Concomitent se va studia corelaţia între apele de suprafaţă şi acelea din subteran.

Din rezultatele bilanţului hidrologic, din cunoaşterea condiţiilor hidrogeologice şi din studierea variaţiilor de mineralizare, se vor desprinde elemente hotărîtoare pentru întocmirea unui proiect de exploatare, dacă bine înţeles şi celelalte condiţiuni de natură economică nu se opun la punerea în valoare a zăcămîntului de minereuri explorat.

★

Lucrările de cercetare în adîncime se execută cu ajutorul forajelor.

Utilajul folosit pentru executarea forajelor de mici adîncimi este deobşte cunoscut şi nu prezintă vreo importanţă deosebită. In ceea ce priveşte executarea forajelor de adîncime este însă necesar să insistăm asupra folosirii metodelor celor mai indicate.

In primul rînd trebuie reţinut că forajul se execută prin recuperarea continuă de probe, în orice caz la intervale foarte scurte. Dacă forajul se execută fără injecţie de apă, extragerea probelor este relativ uşoară; profilul stratigrafic care se va întocmi pe baza acestor probe va fi real şi va putea fi folosit cu succes. Un asemenea foraj durează însă foarte mult şi cere numeroase coloane de tuburi, ceea ce scumpeşte lucrarea.

Forajul hidraulic în schimb este rapid şi ieftin, fără a prezenta dezavantajele pe care i le găsesc adversarii acestei metode de foraj pentru determinarea şi cercetarea stratelor purtătoare de apă.

Această controversă, de mult uitată în ceea ce priveşte forajul pentru hidrocarburi, persistă încă în sectorul forajelor pentru apă şi este timpul să se recunoască superioritatea forajelor hidraulice şi ca folosirea lor să fie generalizată fără întîrziere.

Bineînţeles, executarea unor astfel de foraje presupune un utilaj adecuat şi personal cu experienţă.

Identificarea stratelor purtătoare de apă se poate face cu ajutorul carotajului electric, care permite să se tragă concluzii chiar şi asupra productivităţii stratului de nisip purtător de apă.

Carotajul mecanic va fi folosit numai pentru extragerea probelor destinate încercărilor granulometrice, probe necesare pentru alegerea şi dimensionarea filtrului.

Teama că noroiul de injecţie va pătrunde în strat, împiedecîndu-l să se manifeste, nu numai că nu este fundată, dar experienţele de laborator au dovedit că un noroi bine dozat depune pe pereţii găurii o peliculă de 1—2 mm, care împiedică penetrarea noroiului în strat şi obturarea spaţiilor goale din nisip.

Cînd se face încercarea stratelor de apă, pelicula de noroi se desprinde uşor şi manifestarea stratului nu întîmpină nici o rezistenţă.

Noroiul trebuie preparat în condiţiile corespunzătoare rocelor ce se traversează sub aspectul: greutăţii specifice, a vîscozităţii, a stabilităţii, adică lipsa de tendinţă a apei de a se separa din noroi, a salinităţii, a alcalinităţii şi a modulului de colmatare.

Asemenea foraje se execută cu diametre mai mici, dar totuşi astfel dimensionate încît ultimul diametru, acel al filtrului, să permită executarea încercărilor în condiţii bune.

In cazul de faţă, al forajelor care se execută pentru scopuri hidrogeologice, încercarea stratelor purtătoare de apă se execută pentru determinarea formei de zăcămînt, pentru determinarea regimului apelor şi a compoziţiei lor.

Se ştie că apele subterane, ca şi acele de suprafaţă, formează cursuri de apă de mare sau de mică importanţă, sau umple depresiuni naturale. In acest din urmă caz nivelul apei se confundă cu un plan orizontal, spre deosebire de cursurile de apă, în care caz, nivelul este un plan înclinat.

Din măsurarea nivelului apelor în trei foraje se poate determina dacă nivelul apei corespunde unui plan orizontal sau unui plan înclinat, după cum se poate determina şi direcţia de curgere fig. 1.

Incercarea stratelor purtătoare de apă se face în mod util de sus în jos, în felul următor:

După ce forajul a fost oprit la adîncimea finală, adică aceea la care prin lucrările de prospecţiuni şi de explorare s-au obţinut indicaţii asupra existenţei, a formei şi a întinderii zăcămîntului de minereuri care urmează să fie cercetat în amănunt, se procedează la stabilirea existenţei stratelor purtătoare de apă, prin carotaj electric.

După întocmirea profilului stratigrafic şi după rectificarea găurii forate şi tubarea ei, se procedează la încercarea fiecărui strat în parte sau a unui grup de strate.

Determinarea nivelului hidrostatic se execută de preferinţă printr-un foraj special plasat în afara zonei de încercare.

Incercarea stratelor se poate face şi de jos în sus, dintr-o coloană unică care se perforează în dreptul stratelor purtătoare de apă şi bine înţeles după ce va fi introdus filtrul adecuat.

Procedeul prezintă însă dezavantaje provocate de pătrunderea de sfărîmături din pereţii găurii care vor obtura spaţiul inelelor dintre coloana perforată şi coloana filtrantă, din care cauză probele nu pot fi concludente, pe lîngă faptul că perforarea coloanei este o operaţie costisitoare şi răpitoare de timp.

In ceea ce priveşte alegerea filtrului socotim necesar să facem cîteva observaţiuni.

In primul rînd trebuie arătat că filtrul nu este un dispozitiv menit să elimine impurități din apă ci numai să protejeze pereții găurii pe porțiunea corespunzătoare stratului sau straturilor purtătoare de apă, împiedicînd năruirea lor, dar fără să împiedice infiltrarea apei în gaura forată.

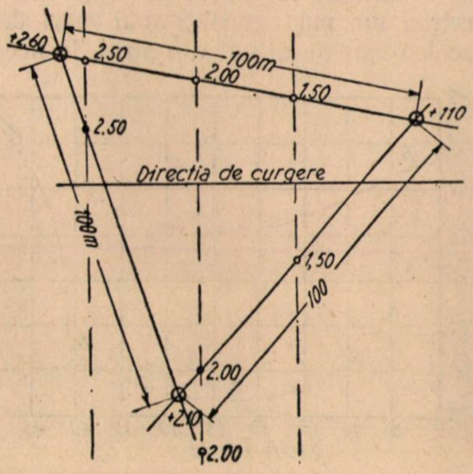


Fig. 1

Filtrul este o necesitate de neînlăturat cu toate dificultățile pe care le provoacă, începînd cu rezistența pe care o opune infiltrației apei, rezistență crescînd cu cît stratul purtător de apă este format din nisip fin sau este intim legat de argilă.

In roci consistente cum sînt calcarele sau gresiile poroase purtătoare de apă, nu este cazul să se introducă filtre dat fiind că pericolul năruirii pereților este inexistent.

Un filtru bun trebuie să împiedice pătrunderea materialului mărunt în puț, dar în același timp trebuie să corespundă unei alte condiții și anume ca rezistența de intrare a apei să fie redusă la minimum.

Din apropierea acestor două funcțiuni contradictorii rezultă o construcție de filtru, care adaptată granulației și vitezei de circulație a apei, trebuie să satisfacă dubla sa sarcină.

Chiar dacă alegerea filtrului nu va corespunde în total scopului final urmărit, este preferabilă o soluție imperfectă unei soluții rele, care constă în introducerea unui tub obișnuit de foraj prevăzut cu perforări circulare.

Determinantă pentru alegerea diametrului filtrului este viteza cu care apa din strat se scurge înspre filtru. Pe de altă parte viteza de pătrundere a apei în filtru trebuie reglementată în așa fel încît să împiedice antrenarea materialului mărunt, ceea ce ar produce obturarea filtrului eventual turtirea sa și ca atare scoaterea sa din funcțiune de multe ori urmată de abandonarea forajului.

Din relațiile stabilite între mărimea granulelor și viteza admisibilă de pătrundere, se calculează diametrul filtrului și mărimea orificiilor cu care este prevăzută sita de protecție a filtrului, respectiv mărimea pietrișului și modul de așezare, în cazul că se întrebuințează un filtru selector cu pietriș.

Agenții chimici care acționează asupra filtrului sînt, în linii generale, de trei categorii: prima este aceea a acțiunii compușilor fierului, ai manganului și ai calciului care se depun pe placa filtrului sau umplu spațiile din pietrișul izolator și împiedică infiltrarea apei. Fenomenul acesta se desfășoară treptat și se recunoaște printr-o scădere accentuată a debitului apei pînă la încetarea totală.

In al doilea rînd apa ea însăși poate conține bioxid de carbon liber, care cu timpul macină plasa filtrului, de multe ori atacă însuși filtrul, ceea ce aduce după sine o invazie de material și distrugerea forajului.

De multe ori ambele forme de atacare a filtrului apar concomitent, fenomen cunoscut sub denumirea de *coroziune*.

S-a încercat să se înlăture aceste pericole prin întrebuințarea unor materiale care rezistă acestor forme de distrugere, dar ultimul cuvînt cu privire la încercările făcute n-a fost concludent.

In fine trebuie evitată introducerea în puț a unor materiale, care ar provoca fenomene electrolitice, cum ar fi de exemplu zincul și cuprul într-un mediu salin.

Mulți atribuie însuși fenomenul de coroziune unor manifestări electrolitice, părere neverificată însă ce rămîne să fie controlată.

Incercarea stratelor de apă se face în două etape și anume denisiparea și determinarea debitului, operațiuni care se execută cu aceiași instalație de pompare, din care cauză, ca și prin țelul final urmărit, nu se pot deosebi net una de alta, ci trebuie considerate ca operații complimentare, una în continuarea celeilalte.

Denisiparea începe imediat după introducerea filtrului prin extragerea unei cantități mai importante de apă cu scopul de a degaja filtrul de particolele fine înconjurătoare care se găsesc în stratul purtător de apă.

La început apa va fi tulbure, din cauza particolelor din roca înconjurătoare pe care le antrenează pompa. După o asemenea pompare, care în genere nu poate fi mai scurtă decît 72—96 ore, apa va deveni din ce în ce mai clară, în care moment denisiparea poate fi considerată ca terminată. Repartizarea acestei operații pe un număr atît de mare de ore se explică prin menajarea obligatorie a filtrului, a cărui solicitare bruscă ar putea să producă obturarea perforațiilor, eventual chiar distrugerea filtrului prin marea cantitate de material care ar pătrunde în interiorul acestuia.

Pentru a se evita asemenea accidente se va proceda la început printr-o pompare lentă, mărind treptat debitul pompei.

Urmează încercările pentru stabilirea debitului, operaţiune care este caracterizată prin doi factori şi anume: cantitatea de apă extrasă printr-o pompare neîntreruptă şi denivelarea produsă a nivelului de apă, determinat la începerea pompării.

Denivelarea se produce treptat pînă într-un moment în care încetează complet şi nivelul apei se stabileşte la o anumită cotă, deşi cantitatea de apă pompată este invariabil aceeaşi. Aceasta înseamnă că în unitatea de timp cantitatea de apă extrasă este înlocuită printr-alta egală care afluează din strat. Această etapă corespunde *stării de echilibru.*

In această etapă se continuă pomparea încă un oarecare timp, iar rezultatul măsurătorilor efectuate reprezintă denivelarea obţinută, după extragerea unei cantităţi de apă bine determinată.

După încetarea pompării se măsoară, la intervale scurte, creşterea succesivă a nivelului apei. La început creşterea se produce în proporţii mari, care scad treptat pînă la încetarea totală.

In majoritatea cazurilor nivelul iniţial se reface după foarte mult timp.

Măsurarea creşterii nivelului apei în puţ este o operaţie importantă, care este folosită pentru aprecierea regimului apelor subterane.

In ceea ce priveşte durata încercărilor de pompare, nu se pot stabili reguli nici chiar orientative, dat fiind că starea de echilibru se produce în condiţii foarte deosebite, de multe ori după cîteva săptămîni de pompare de exemplu dacă stratul purtător de apă este nisip foarte fin. In asemenea cazuri stabilirea stării de echilibru se face cu multă greutate.

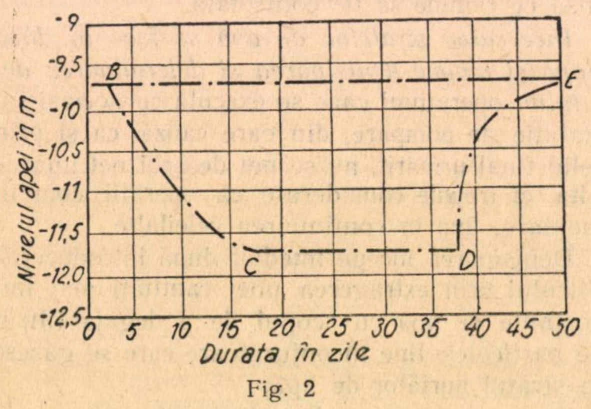


Fig. 2

In orice caz este recomandabil să se prevadă în aprecierile care se fac cu privire la durata pompărilor un minimum de 3—4 săptămîni.

Rezultatele încercărilor de pompare se înfăţişează printr-o diagramă în felul arătat în fig. 2 în care *B-C* reprezintă curba de denivelare, *C-D* starea de echilibru şi *D-E* creşterea nivelului.

Această diagramă corespunde însă unor condiţii mai mult teoretice, în realitate diagrama are înfăţişarea din fig. 3.

Dacă în urma încercărilor de pompare nu se produce o stare de echilibru, se poate deduce că s-au extras din puţ cantităţi mai mari de apă decît acelea care au afluat din strat. In acest caz se va diminua randamentul pompei şi se va încerca să se creeze o stare de echilibru corespunzătoare randamentului redus al pompei.

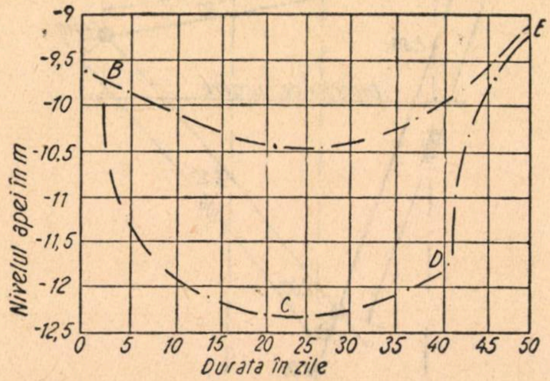


Fig. 3

Dacă nici după introducerea acestui corectiv nu se obţine o stare de echilibru, în acest caz se poate conchide, în majoritatea cazurilor, că apa subterană nu se prezintă în forma unui curs de apă ci a unui lac cu afluenţă foarte redusă sau complet lipsită de aceasta.

In fig. 3 se invederează o asemenea situaţie.

După adîncimea la care se produce starea de echilibru se va putea decide cu privire la alegerea instalaţiei de pompare, mai ales dacă pomparea va trebui permanentizată în vederea asigurării lucrărilor miniere subterane fig. 4.

In orice caz încercările de pompare se pot executa cu succes cu *pompa Mamut,* care prezintă multe avantaje pentru aceste scopuri, dat fiind că antrenează şi particule intim legate cu apa, fără riscul de a se obtura.

★

Consider că concluziile, care se desprind din expunerile făcute, vor putea servi la întărirea convingerii privind necesitatea de a se creia şi dezvolta, în cadrul serviciilor geologice ale departamentelor care desfăşoară o activitate minieră, a unor servicii a căror preocupare de căpetenie să fie studiul problemelor hidrogeologice cu aplicaţii în domeniul geologic-minier respectiv.

Comitetul Geologic a creat un asemenea serviciu în cadrul Direcţiunii Generale de Studii şi Prospecţiuni care se ocupă cu studiul şi rezolvarea unor atare probleme, dar înafară de lucrările curente ale Comitetului Geologic, el nu poate și nici nu are menirea să rezolve problemele curente ale altor unități, poate cel mult să colaboreze cu acestea de la caz la caz, în cadrul unor colective de lucru, astfel cum se procedează și pentru alte probleme similare.

Să ne fie deci îngăduit să insistăm asupra necesității creării unor astfel de servicii, care trebuie dotate cu utilajul corespunzător pentru executarea forajelor hidrogeologice, pentru încercarea și analizarea apei și pentru cercetarea de laborator a probelor extrase.

Recunoaștem că selecționarea personalului de specialitate, atît acel cu pregătirea teoretică, cît și acel cu suficientă experiență pentru lucrările de teren și de laborator, va fi o problemă grea pentru început, dar nu irealizabilă.

Un început în această direcție s-ar putea inaugura cu unificarea metodei de lucru, atît în circumscrierea problemelor parțiale, cît și în executarea lucrărilor. In ceea ce privește acestea din urmă, noi socotim că va trebui să se înceapă cu clasificarea utilajului după obiectivele urmărite, ușurîndu-se în felul acesta fabricarea sa și cu instruirea personalului.

Trebuie să urmeze unificarea termenilor uzuali și adoptarea unei reprezentări grafice unice pentru a se evita confuziile și pierderile de timp pentru înțelegerea diverselor semne și expresii.

Cîmpul de activitate este multiplu, în special variat, dar tocmai din această cauză o asemenea activitate este interesantă și geologul are prilejul să cerceteze toate problemele a căror rezolvare i se cere, iar tehnicianul, prin justa executare a lucrărilor pe teren și în laborator va completa, confirma sau infirma premisele geologice.

Nu există activitate geologică, minieră, agricolă urbanistică, etc. care să nu fie direct sau indirect legată de rezolvarea problemelor hidrogeologice, ceea ce întărește afirmația noastră privind diversitatea problemelor și importanța pe care o comportă minuțioasa lor rezolvare.

Intr-o economie socialistă în care problemele industriale se împletesc într-un tot indivizibil, iar la baza întregii construcții industriale și prin consecință la dezvoltarea și consolidarea alcătuirii sociale, stă zăcămîntul de substanțe minerale utile, intr-o astfel de societate, problemele legate de punerea în valoare a zăcămîntului, păstrarea de bunuri miniere, trebuie să stea pe primul plan.

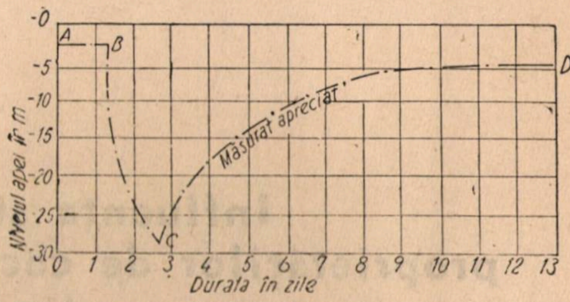


Fig. 4

Partidul Muncitoresc Romîn și guvernul Republicii Populare Romîne, pătrunse de această axiomă au dat tot sprijinul lor pentru crearea unei ambianțe prielnice dezvoltării studiului geologiei și a tehnicei miniere, pentru a da Patriei elemente destoinice care să se pună în serviciul acestei activități pentru rezolvarea problemelor a căror soluționare li se cere.

Avem convingerea că pregătirea de cadre pentru problemele hidrogeologice va fi sprijinită de cei în drept și că într-un viitor foarte apropiat numărul tinerilor specialiști va fi destul de numeros pentru a face față tuturor cerințelor și la același nivel de cultură științifică pe care îl au și tinerii lor colegi geologi.

★

МЕТОДИКА ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИХ РАБОТ ПО ПРОЕКТИРОВАНИЮ НОВЫХ ГОРНОРУДНЫХ РАЗРАБОТОК

Статья, состоящая из трех статей вначале излагает ряд соображевий общего характера. Во второй части анализируется горно-геологическая сторона вопроса, с целью определения связи между знанием гидрогеологических условий и влиянием последних на вызванные ими преобразования, факторов от которых зависит целесообразность начала разработки указывающей на условия, необходимые для разработки эксплоатационного проекта. В заключение даются указания о технике бурения и метода испытания водоносных пластов, в отнощении которых среди техников по специальности существует ряд противоречий.

DIE HYDROLOGISCHEN ARBEITEN ZWECKS ERMITTLUNG DER BEIM ENTWERFEN VON NEUEN ERZBERGWERKEN NOTIGEN DATEN

Der Aufsatz besteht aus drei Teilen.

Der erste Teil enthält einige allgemeine Betrachtungen.

Der zweite Teil enthält geologisch-bergmännische Betrachtungen, die zwischen den hydrogeologischen Verhältnissen und deren Einwirkungen bestehen, erläutert. Die Faktoren, die die Bauwürdigkeit der Lagerstätte beeinflussen und deshalb beim Entwerfen berücksichtigt werden müssen, werden ebenfalls besprochen.

Der letzte Teil enthält einige Angaben über die Methoden zur Herstellung von Tiefbohrlöchern. Die zur Zeit von den Fachleuten umstrittenen Mehtoden zur Untersuchung von wasserführenden Gebirgsschichten werden ebenfalls besprochen.

Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R. P. R.

Prof. Dr. ing. **I. Blum**, ing. **D. Ionescu** şi ing. **O. Floarea**

HUILA DE GAZ DE LA URICANI, VALEA JIULUI

1. Degresarea huilelor de gaz

Cocsificarea huilelor de gaz duce la cocsuri bine topite dar sponginoase avînd rezistenţă mecanică nesatisfăcătoare pentru furnalul înalt.

S-a observat că prin degresarea huilelor de gaz cu adaosori de anumite materiale, inerte din punct de vedere al procesului de cocsificare, se obţine un cocs care satisface condiţiile cerute de siderurgie.

Literatura [1], menţionează diferite materiale care pot servi ca degresant, ca de exemplu:

— praf de antracit,,
— praf de furnal înalt,
— minereu de fier fin măcinat,
— carbonat de calciu,
— praf de cocs,
— semicocs,
— ciment Portland [2].

Cocsificări cu adaosuri de praf de furnal înalt şi minereu de fier, s-au aplicat, industrial, în U.R.S.S. [3]. Din cercetările făcute de „Institutul de Oţel din Moscova" s-a constatat că se poate mări pînă la 40% cantitatea folosită de praf de furnal dacă pilotul de cocsificare se bătuceşte. Uzinele din Seerbrenov au cocsificat un amestec de huile semigrase cocsificabile cu 30% praf minereu de Crivoirog, cu un conţinut de 60—65% Fe şi 10—15% silice. S-a obţinut un cocs cu o rezistenţă de 300 kg la toba Sundgreen.

Pentru folosirea semicocsului ca degresant, s-au făcut cercetări şi încercări de cocsificare atît în laborator cît şi în fază industrială, la noi în ţară [4] [5].

Cărbunele de Lupeni, situat în vestul bazinului Văii Jiului, după vîrsta geologică aparţine clasei cărbunelui brun, deoarece bazinul s-a format în terţiar. După vîrsta chimică (sau „maturitatea chimică" după termenul propus de I. A. Jemciujnicov), însă cărbunele de Lupeni este o huilă de gaz deoarece prezintă un grad de incarbonizare mai avansat decît cel corespunzător vîrstei geologice [6]. Această constatare se confirmă şi pentru cărbunii de la Uricani.

Prin cocsificarea unui amestec de 82% cărbune de Lupeni cu 18% semicocs, a rezultat un cocs cu rezistenţa mecanică la toba Simmersbach 65—70% $>$ 40 mm la un conţinut de cenuşă 10—12%.

S-a observat că proporţia de semicocs din amestec, deşi stabilită ca optimă, variază în funcţie de materia primă şi condiţiile de lucru, oscilînd în jurul procentelor date mai sus.

Fără îndoială că semicocsul trebuie să prezinte permanent caracteristici standardizate, totuşi variaţia procentuală a sa, în şarja de încărcare, pentru obţinerea unui cocs cu însuşiri optimale, va depinde nu numai de particularităţile masei cărbunoase ci şi de cantitatea şi poate şi de calitatea sterilului însoţitor, atît din huila de gaz de bază din şarjă cît şi din semicocsul degresant.

2. Insuşirile cocsului cu conţinut ridicat de cenuşă

Literatura [7] menţionează posibilitatea obţinerii unui cocs cu conţinut ridicat de cenuşă care poate fi folosit fără deranjamente în furnalul înalt. Se exemplifică aceasta arătînd că un furnal înalt a funcţionat normal 4 ani, consumînd un cocs cu un conţinut de cenuşă de 20%, dar autorul nu admite posibilitatea existenţei unei relaţii funcţionale între conţinutul de cenuşă al cocsului şi rezistenţa sa mecanică, rolul cenuşei în cocsificare fiind numai funcţie de dimensiunile şi forma particolelor de steril. Astfel la cocsificarea unui cărbune cu conţinut redus de cenuşe, grăunţi de cărbune mai mari, rămaşi în urma măcinării, nu au o influenţă prea mare asupra cocsului obţinut deoarece plastifiază în timpul încălzirii.

Dacă se cocsifică, însă, un cărbune bogat în cenuşe grăunţii de cărbune rămaşi mai mari sînt formaţi parţial din steril. In timpul încălzirii aceşti grăunţi cu slabe proprietăţi plastifiante nu vor plastifia, ci vor creia în timpul solidificării o contracţie neregulată provocînd astfel tensiuni în interiorul masei. Rezultă fie o fisurare suplimentară a cocsului, fie tensiuni interne care în cursul manipulărilor se transformă în fisuri.

Autorul [7] introduce noţiunea de dimensiune critică, pentru particolele de steril din şarje şi anume dimensiunea sub care fisurarea datorită prezenţei sterilului ar înceta. Dimensiunea critică se determină experimental şi depinde de natura cărbunelui.

Pentru cărbuni cu conţinut mare de materii volatile, această dimensiune critică ar fi în jur de 2 mm.

Dimensiunea critică mai depinde şi de următoarele condiţii de fabricaţie: temperatura de regim şi viteza cocsificării, care fac cocsul mai mult sau mai puţin sensibil la fisurare.

Autorul demonstrează mai departe, posibilitatea obţinerii unui cocs cu conţinut mare de cenuşă, a cărui rezistenţă mecanică să fie independentă de conţinutul de cenuşe.

Ideia de bază este măcinarea şarjei alcătuită din cărbuni nespălaţi sau amestec de cărbuni spălaţi-nespălaţi, la o dimensiune inferioară dimensiunii critice. Dacă această condiţie este îndeplinită, conţinutul de cenuşe nu mai influienţează rezistenţa mecanică.

Autorul remarcă proprietăţile degresante ale cenuşei. S-a observat că cenuşa din cărbune poate înlocui, cu succes, în proporţii egale, antracitul ca degresant, obţinîndu-se un cocs cu aceleaşi calităţi şi trage următoarele concluzii:

— micşorarea granulaţiei cărbunilor bogaţi în cenuşe, sub dimensiunea critică, face posibilă fabricarea unui cocs a cărui rezistenţă mecanică este independentă de conţinutul de cenuşe al cocsului;

— cenuşa din cocs poate merge pînă la cifre ridicate (nu se indică limita superioară);

— cenuşa are însuşiri degresante.

Concluzia generală este următoarea:

Nu există relaţii necesare între conţinutul de cenuşe în cocs şi rezistenţa sa mecanică.

Deoarece autorul se referă la huile de cocs, această concluzie apare în contradicţie cu unele afirmaţii ale sale şi anume:

— că cenuşa are proprietăţi degresante, deci prezenţa ei îmbunătăţeşte calitatea cocsului;

— autorul indică, în articol, degresarea cu steril a cărbunilor cu conţinut mare de materii volatile, arătînd că din aceşti cărbuni nedegresaţi, se obţine cocs slab, pe cînd dacă se degresează cu steril propriu, rezistenţa mecanică creşte.

Din aceste afirmaţii reiese că rezistenţa mecanică a cocsului este dependentă de conţinutul de cenuşă, deoarece acesta are proprietăţi degresante şi că există un optim pentru care cocsul obţinut are rezistenţă mecanică maximă. Orice altă cantitate, mai mică sau mai mare decît cifra optimă, înrăutăţeşte rezistenţa. Autorul nu indică însă nici optimul şi nici maximul de cenuşă posibilă în cocsul din cărbunii cu care a lucrat.

3. Lucrări de laborator

a) Fracţionarea densimetrică a cărbunelui. Pentru a stabili rolul sterilului, asupra calităţilor cocsului din huilele de gaz din Valea Jiului, s-a cercetat efectul variaţiei cantităţii de steril asupra însuşirilor cocsurilor realizate.

Lucrarea de faţă se ocupă de influenţa sterilului asupra calităţii cocsului din huila de gaz din Valea Jiului, zăcămîntul Uricani.

Pentru a varia conţinutul de cenuşă în cărbune erau posibile două căi:

1. Separarea densimetrică a cărbunilor bruţi în soluţie de clorură de zinc la două densităţi limită, condiţionate de doi factori:

— randamentul de separare;

— conţinutul de cenuşă în fracţiunile separate.

Pe această cale se obţin trei fracţiuni:

— fracţiunea de cărbuni *a* cu conţinutul minim de cenuşă care va pluti la densitatea minimă 1,3;

— fracţiunea intermediară *b* care va pluti la densitatea maximă 1,7;

— fracţiunea concentrată în steril *c* care se va scufunda la densitate maximă 1,7.

Prin amestecarea fracţiunilor *a* şi *c* se pot obţine probe cu conţinut variabil de cenuşă.

2. Separarea densimetrică a cărbunilor bruţi în soluţie de clorură de zinc după o întreagă curbă de spălare şi separarea unei serii de fracţiuni.

S-a ales prima cale întrucît în această lucrare ne-am propus să considerăm numai sterilul ca parametru variabil. A doua cale de lucru conţine o serie de parametri în plus, prin variaţia masei cărbunoase după densitate, cu gama respectivă de proprietăţi.

S-a efectuat întîi spălarea la densitatea minimă (1,32). Fracţiunea care a căzut la această densitate s-a spălat la densitatea maximă (1,7). Cele trei fracţiuni separate au fost spălate de trei ori, cu apă pentru îndepărtarea soluţiei de spălare. După egutare în lăzi de lemn inclinate, fracţiunile au fost uscate în aer liber, în laborator, în strat de 2 cm.

Tabela 1 cuprinde randamentele la spălare a 60 kg cărbuni şi analiza imediată a probelor obţinute.

Tabela 1

Randamente ale separării densimetrice a cărbunilor și analiza imediată a fracțiunilor

Nr. crt.	Clasa densimetrică	Randament			Analiza imediată		
		kg	%	U %	Cen.$_{105}$ %	MV$_{105}$ %	MV mc %
1	< 1,3 — *a* —	14	23,33	2,5	5,8	37,75	41,13
2	1,3 — 1,7 — *b*	14	23,33	2,0	22,8	33.90	44,94
3	> 1,7 (steril) — *e* —	27	45,00	1,8	77,8	13,50	66,25
4	Pierderi	5	8,34				
	Total	60	100,00				

S-a urmărit pe cît posibil, ca gradul de măcinare atît al cărbunelui plutit la $d=1,32$, cît și a sterilului să fie cît mai apropiat unul de altul ceea ce reiese din tabela 2.

Tabela 2

Repartiția granulometrică

Site DIN — 1171

Nr. crt.	Granulația	Granulația R %	
		Plutit la 1,3 *a*	Steril *c*
1	1 — 0,75	14,7	14,4
2	0,75 — 0,60	13,7	15,2
3	0,60 — 0,54	5,9	6,7
4	0,54 — 0,50	7,4	6,9
5	0,50 — 0,43	4,6	3,5
6	0,43 — 0.40	3,3	2.5
7	0,40 — 0,35	6,0	5,9
8	0,35 — 0,17	19,6	17,0
9	0,17 — 0,10	7,9	11,1
10	0,10 — 0,00	16,9	16,8

Observații: Cernere prin refuz : R.

b) **Cocsificarea de amestecuri cu proporții variate de steril.** Pentru cercetarea influienței sterilului asupra cocsului s-au întocmit mai multe rețete din cărbunele care a plutit la $d=1,32$, cu un conținut minim de cenușă (5,82% în amestec, în procente variabile, cu sterilul care conține 77,82% cenușă. S-au obținut astfel o serie de probe pentru cocsificare, cu conținut crescînd de cenușă.

Cocsificările s-au efectuat în retorta Koppers de laborator.

Durata de cocsificare s-a menținut constantă 2h30' cu înfurnare la 700°C.

Stingerea cocsului s-a făcut prin înecare în apă.

Randamentul în cocs s-a determinat prin cîntărirea probelor de cocs, uscate în prealabil în etuvă la 150°C.

Tabela 3 cuprinde caracteristicele de lucru la rețetele experimentate.

Tabela 3

Condițiile de lucru la rețetele utilizate

Nr. crt.	Rețeta nr.	Steril adăugat în șarjă %	Cenușă*) în șarjă, %	Temperatura, °C		Randament, %	
				inițială	finală	carbon fix	cocs
1	I	0	5,82	700	950	57,99	59
2	III	5	9,40	700	950	58,54	61
3	IV	10	13,00	700	955	57,94	62
4	V	15	16,60	700	950	56,04	62
5	VI	20	20,20	700	950	55,26	63
6	VII	25	23,80	700	950	55,76	64
7	VIII	35	31,00	700	945	55,44	66
8	IX	50	41,80	700	945	48,50	69
9	II**)	0	22.80	700	945	—	—

*) Cenușa din șarjă s-a calculat și s-a verificat că este corespunzătoare, ținînd seamă de cenușa componenților. De exemplu, rețeta IV: Cenușa $= 0,90 \times 5,82 + 0.10 \times 77,82 = 13\%$.

**) Rețetele I și II au numai cărbuni din fracțiunile *a* respectiv *b* fără steril adăugat.

c) **Observații asupra probelor de cocs.** Rețeta *I.* Din cauza concentrației calorice mari de la partea inferioară a blocului de cocs, materiile volatile s-au degajat brusc formînd, în această regiune, o bulă mare. Bula este limitată înspre exterior de o pojghiță de cocs, de cca 2 mm avînd multe asperități. Dacă ne depărtăm de miezul pilotului de cocs, către exterior, bula începe să fie străbătută de stalactite și stalagmite de cocs. Stalagmitele sînt aciculare ceiace denotă o plasticitate destul de înaintată.

Cocsul apare bine copt, topit, rezistent. Are culoarea argintie, sunet metalic și se rupe în bucăți neregulate, cu tendința formării de piramide cu vîrfuri ascuțite, ca urmare a numeroaselor fisuri. Suprafața de rupere a bucăților prezintă pori fini și este foarte fină. Se observă că în timpul cocsificării, cărbunele a exercitat o oarecare presiune de umflare, deoarece partea superioară a pilotului de cocs poartă amprentele capacului retortei.

Suprafața de contact a cocsului cu pereții laterali ai retortei nu are aspect de conopidă.

Pe alocuri zona de contact, s-a rupt, lăsînd să se vadă structura cocsului în această regiune. Se observă firicele de cocs, orientate în lungul pilotului, firicele ce au luat naștere în timpul umflării.

Rețeta III. Se observă influiența degresantă a sterilului. Partea inferioară a pilotului numai prezintă bula menționată. Totuși, și în această regiune cocsul apare poros pe o porțiune de circa 5 mm. Cărbunii se umflă mai puțin, nemai atingînd capacul retortei. Cocsul se rupe în bucăți mai mari de forme aproximativ regulate. Suprafața de rupere este mai puțin fină decît la rețeta I. Părțile de contact cu retorta nu mai sînt poroase. Fisurile deși mai puține, sînt mai adînci.

Rețeta IV. Nu prezintă deosebiri, ca aspect, față de rețeta III. Se observă o tendință de rupere în forme tibionare și indică un cocs de calitate bună. Fisurile sînt ceva mai pronunțate.

Rețeta V. Partea inferioară a pilotului nu mai prezintă zona poroasă menționată. Fisurile sînt mai puține însă mai profunde.

In partea superioară cocsul nu este atît de bine topit. Culoarea a devenit mai puțin argintie, La exteriorul pilotului se observă particole mari care dau cocsului o structură de conglomerat. In interior, însă cocsul este bine topit. Se păstrează tendința de rupere în forme tibionare.

Rețeta VI. Același aspect ca la rețeta V. Mai puțin argintiu, fisuri mai multe, suprafața de rupere mai grosolană.

Rețeta VII. Cocsul tinde spre o structură de conglomerat. Suprafața de rupere zgrunțuroasă. Fisuri mai multe, dar mai puțin pronunțate.

Rețeta VIII. Se accentuează mai mult structura de conglomerat.

Rețeta IX. Nu mai are aspect argintiu. Structură de conglomerat.

Rețeta II. Ca aspect, această rețetă, alcătuită din cărbune plutit la $d = 1{,}7$, se aseamănă cu rețetele *VII* și *VIII.*

d) **Concluziile la aspectul cocsului** sînt următoarele : 1. Pe măsură ce crește cantitatea de steril în rețetă, materiile volatile se degajă mai lent în zona plastică, formînd un cocs compact, chiar și în regiunile cu variație bruscă de temperatură.

2. Umflarea scade cu creșterea cantității de steril.

3. Finețea porilor și a suprafețelor de rupere scade cu conținutul de steril.

4. Numărul fisurilor scade cu conținutul de steril, devenind însă mai profunde la rețeta VI ; de aici, crește cu conținutul de steril.

5. Prin creșterea cantității de steril în rețetă, cocsul are tendința de a se rupe în forme regulate ; de la rețeta *VI,* această tendință dispare.

6. Luciul cocsului scade cu creșterea cantității de steril.

7. Creșterea conținutului de steril peste plafonul probei *VI* înrăutățește aspectul cocsului.

Tabela 4, cuprinde greutățile specifice și porozitatea cocsurilor.

Tabela 4

Greutățile specifice și porozitatea cocsurilor

Nr. crt.	Rețeta nr.	Porozitatea, %	Greutatea specifică aparentă	Greutatea specifică reală
1	I	39,58 45,29	0,83 0,81	1,37 1,48
2	III	48,27 50,00	0,81 0,81	1,56 1,52
3	IV	41,39 42,23	0,88 0,87	1,53 1,50
4	V	40.68 40,00	0,91 0,90	1,54 1,50
5	VI	44,33 40,69	0,97 0,94	1,54 1,55
6	VII	40,00 42,22	0.95 0,95	1,60 1,63
7	VIII	41,70 40,87	1,00 1,00	1,65 1,68
8	IX	45,80 43,61	1,10 1,04	2,03 1,90

Se observă că greutatea specifică reală crește de la rețeta *I* la *III,* rămînînd apoi aproximativ constantă pînă la rețeta *VII* unde are tendință de creștere. La rețeta IX a crescut brusc pînă la

2. Greutatea specifică aparentă crește cu conținutul de steril în rețetă, ajungînd egală cu unitatea la rețeta *VIII*.

e) **Rezistența la toba de laborator a cocsurilor obținute.** Rezultatele determinărilor asupra probelor cu conținut variabil de steril sint date în tabela 5 — fig. 1 și 2.

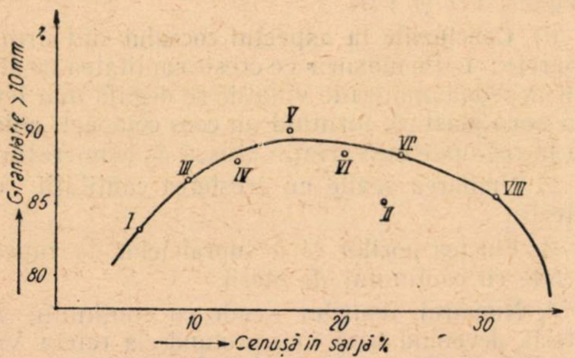


Fig. 1. Rezistența mecanică a cocsului în funcție de conținutul de cenușă din șarjă.

Dacă luăm ca bază pentru rezistența mecanică granulația > 10 mm, se vede că rezistența la tobă crește cu conținutul de steril în șarje, atinge un maximum la rețeta V (conținutul de cenușă în șarje 16,60%) și apoi scade, după ce rămîne constantă la următoarele două rețete.

Cantitatea de praf < 1 mm devine mai mare de la rețeta VIII mai departe.

Este interesant de observat că rețeta II (din cărbune care a plutit la $d = 1{,}7$) nu are o rezistență mecanică corespunzătoare conținutului ei de cenușă. Exceptînd rețeta IX, cocsul obținut din rețeta *II* are cea mai slabă rezistență mecanică. De asemenea dă cea mai mare cantitate de praf.

f) **Butonii de cocs.** Aprecierea influenței sterilului asupra capacității de aglutinare a cărbunelui s-a făcut calitativ, cu ajutorul butonilor de cocs, cu care se poate aprecia calitativ

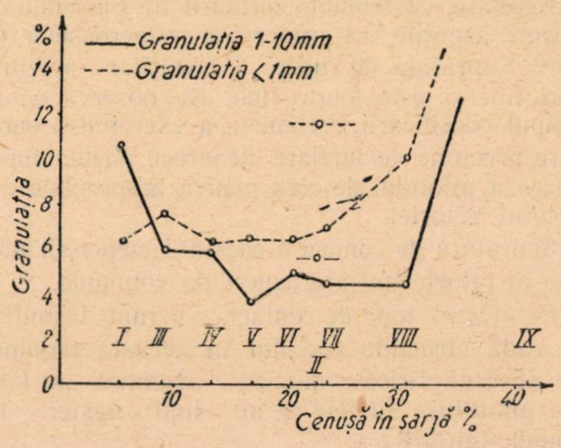


Fig. 2. Rezistența mecanică a cocsului în funcție de conținutul de cenușă din șarjă.

Tabela 5

Rezistența la tobă a cocsurilor obținute

Nr. crt.	Rețeta nr.	Cenușă în șarje, %	Cenușă în cocs, %		Rezistența la tobă, %			
			determinat	calculat	> 10 mm	1—10 mm	< 1 mm	Total > 1 mm
1	I	5,82	10,25 9,50	9,86	83,0	10,5	6,5	93,5
2	III	9,40	—	15,40	86,5	6,0	7,5	92,5
3	IV	13,00	20,49 21,09	20,96	87,8	5,8	6,4	93,6
4	V	16,60	27,94 28,00	27,00	90,0	3,5	6,5	93,5
5	VI	20,20	—	32,06	88,5	5,0	6,5	93,5
6	VII	23,80	38,30 38,20	37,20	88,5	4,5	7,0	93,0
7	VIII	31,00	—	47.25	85,5	4,5	10,0	90,0
8	IX	41,80	—	60,05	50,0	22,5	27,5	72,5
9	II	22,80	—	—	85,0	3,5	11,5	88,5

umflarea cărbunelui în timpul cocsificării şi rezistenţa reziduului de cocs obţinut.

Observaţii la butonii de cocs :

— Randamentul în cocs, raportat la şarja de lucru, creşte cu conţinutul de steril.

— Carbonul fix din cocs raportat la masa combustibilă scade cu creşterea conţinutului de steril.

— Umflarea butonului scade cu creşterea conţinutului de steril în reţetă.

— Fineţea suprafeţei butonului scade cu creşterea conţinutului de steril.

— Creşterea cantităţii de steril peste plafonul reţetei *VII* duce la micşorarea capacităţii de aglutinare.

Tabela 6

Randamentul butonilor de cocs

Nr. crt.	Reţeta Nr.	Steril adăugat în şarjă, %	Cenuşă în şarjă %	Masa organică, %	Randament cocs, %	C fix, % raport la masa combustibilă
1	I	0	5,82	91,70	59,80 59,70	58,87
2	III	5	9,40	88,14	59,99 59,90	57,89
3	IV	10	13,00	84,57	60,99 60,87	56,76
4	V	15	16,60	81,00	62,31 62,49	56,41
5	VI	20	20,20	77,44	63,29 63,19	55,52
6	II	0	22,80	75,20	64,14	55,06
7	VII	20	23,80	73,88	64,24 64,19	54,73
8	VII	35	31,00	66,75	66,70 66,70	53,48
9	IX	50	41,80	56,06	71,32 71,28	52,48
10	X $d > 1,7$	100	77,82	20,38	84,70	33,75

g) **Influenţa sterilului asupra fluidităţii în perioada de plastifiere.** S-au efectuat determinări asupra a două reţete. Una este formată din cărbune spălat la $d = 1,32$, fără adaos de steril, iar cealaltă este compusă din cărbune şi steril.

Punctele caracteristice ale zonei plastice determinate cu viscozimetru Gieseler [8] sînt date în tabela 7, şi fig. 3.

Din tabela 7 şi fig. 3 observăm că creşterea conţinutului de steril în şarje are ca efect micşorarea fluidităţii masei plastice. Acest fapt putea fi şi prevăzut, deoarece prin introducerea de steril cantitatea de material plastifiant scade.

Tabela 7

Caracteristicile zonei plastice

Nr. crt.	Reţeta Nr.	Cenuşa în probă	Temperatura de plastifiere °C			Unghiul α_{max} grade/min
			t_i început de plastifiere	t_f sfîrşitul zonei de plastifiere	t_{max} fluiditate maximă	
1	I	5,82	359	448	414	20
2	I	5,82	358	443	400	18
3	V	16,60	365	449	410	15
4	V	16.60	364	448	411	14

h) **Semicarbonizări în retorta Koppers.** Scopul semicarbonizărilor a fost urmărirea influenţei sterilului asupra aspectului semicocsului obţinut.

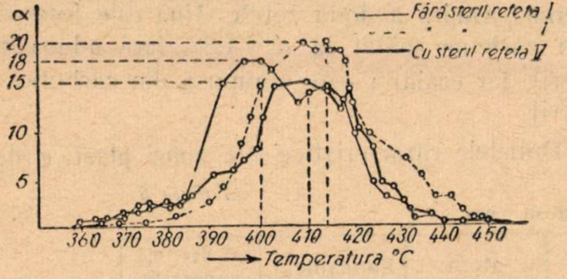


Fig. 3. Fluiditatea cărbunelui în funcţie de cantitatea de steril determinată în vîscozimetrul Gieseler.

Tabela 8

Randamente în semicocs

Nr. crt.	Reţeta nr.	Steril în şarje, %	Cenuşă în şarje, %	Durata experienţei	Temperatura finală, °C	Randament semicocs, %
1	I	0	5,82	1h40'	550	64,10
2	IV	10	13.00	1h40'	550	66,66
3	VII	25	23,80	1h40'	550	67,50

Experienţele s-au făcut folosind aceleaşi retorte şi cuptoare ca şi la cocsificări, lucrînd însă în alte condiţii şi anume: încălzirea cărbunilor nu s-a mai făcut brusc, ci infurnarea s-a făcut în cuptorul rece. Temperatura finală de semicarbonizare a fost pentru toate probele 550° C. alura de încălzire 5,5° C/min.

Randamentele de semicocs se dau în tabela 8.

Ca aspect, semicocsul obţinut se prezintă astfel:

Reţeta I. Partea superioară a pilotului de semicocs are forma ascuţită conică. Pilotul s-a fisurat longitudinal în cinci bucăţi, de dimensiuni aproximativ egale. Suprafaţa de rupere este foarte fină. Porii mici.

Reţeta IV. Partea superioară a pilotului are aceeaşi formă, dar mai puţin pronunţată. Pilotul s-a rupt axial în trei bucăţi.

Reţeta VII. Partea superioară a pilotului puţin bombată. Pilotul nu s-a fisurat, ci a rămas bloc.

Concluzii.

1. Rezultatele lucrărilor de laborator au arătat însuşirile degresante ale cenuşii în procesul de cocsificare.

2. Rezistenţa mecanică a cocsului obţinut din cărbuni de Uricani este influenţată de conţinutul de steril (cenuşă) al şarjei de cocsificare.

Creşterea conţinutului de steril (cenuşă) în şarjă pînă la o anumită limită, nu are ca efect înrăutăţirea rezistenţei mecanice a cocsului, ci dimpotrivă, îmbunătăţirea ei. Astfel, rezistenţa mecanică atinge un maxim la un conţinut de cenuşă de 16,6% în şarjă, respectiv 28% în cocs. După acest plafon, rezistenţa mecanică scade, rămînînd însă superioară rezistenţei mecanice a cocsului fără adaos de steril, pînă la un conţinut de cenuşă de 31,0% în şarjă, respectiv 47,25% în cocs. Peste acest plafon, rezistenţa mecanică scade brusc.

3. Inafară de îmbunătăţirea rezistenţei mecanice a cocsului, creşterea cantităţii de steril în cocs are ca efect tendinţa de rupere a pilotului de cocs în bucăţi de forme regulate.

d) Creşterea conţinutului de steril are ca efect micşorarea numărului fisurilor în cocs însă profunzimea acestora se accentuează.

Micşorarea numărului fisurilor se observă bine în aspectul semicocsului de 550° C; pilotul de semicocs cu un conţinut de cenuşă în şarjă de 5,82% (nedegresat) s-a rupt pentaradiar, semicocsul cu 13% cenuşă s-a rupt triradiar, iar semicocsul cu 23,80% cenuşă în şarjă a rămas bloc.

e) Umflarea liberă a cărbunelui scade cu creşterea conţinutului de steril.

f) Cărbunii de Uricani, în condiţii de laborator, nu prezintă presiune de umflare pe pereţi.

g) Randamentul de carbon fix în cocs, raportat la masa combustibilă, scade cu creşterea conţinutului de cenuşă în şarjă.

h) Creşterea conţinutului de cenuşă în şarjă are ca efect micşorarea fluidităţii masei în timpul plasticizării.

i) Porozitatea cocsului obţinut nu scade cu creşterea conţinutului de cenuşă şi deci se poate prezuma că reactivitatea cocsului nu se înrăutăţeşte.

Deci, la degresarea cărbunilor de Uricani cu semicocs, este necesar să se ţină seama de conţinutul de cenuşă al şarjei, deoarece cenuşa (steril) avînd însuşiri degresante, conţinutul în cenuşă al şarjei va influenţa cantitatea de semicocs adăugat pentru degresare.

In nota următoare, se vor arăta rezultatele obţinute în cercetarea influenţei sterilului în cocsificarea cărbunilor de Lupeni.

Bibliografie

[1] *Smith T. B., Dorman:* Materiale întrebuinţate pentru obţinerea cocsurilor, Ch. et. Ind., 1932, nr. 3, (recenzie).

[2] *Trifonov-Kustschatov :* Cocsificarea huilei în prezenţa cimentului Portland, Ch. et. Ind., oct., 1938, (recenzie).

[3] *Agroskin A. A.:* Cocsificarea, Moscova, 1948.

[4] *Blum I.:* Bul. Congres A.G.I.R., 1945; Manualul Chimistului, 1948, pag. 1968—72.

[5] *Mirojnicenco:* Studiul cărbunilor romîneşti 1949—1950, Harcov.

[6] *Blum I.:* Clasificarea cărbunilor romîneşti. Zăcămîntul de la Lupeni — Valea Jiului, An. Min. Rom., 1927

[7] *Bongarçon M.:* Rév. Ind. Minérale, 1937, nr. 402, pag. 477.

[8] *Gieseler K.:* Determinarea zonei de înmuiere a cărbunilor, Glückauf, 1932, 48, pag. 1101—1104.

Institutul Politehnic-Bucureşti
Facultatea de Chimie Industrială

Determinarea indicilor tehnologici ce trebuie realizaţi de instalaţiile de prepararea minereurilor, pe baza factorilor tehnico-economici

Ing. **Corneliu Pandelescu**
Institutul de Mine-Bucureşti

In cele ce urmează vom arăta cum se pot determina principalii indici de funcţionare ai unei instalaţii de prepararea minereurilor, luînd în considerare pe lîngă factorii tehnici şi pe cei de ordin economic.

Inainte de a trece la tratarea acestei probleme am găsit necesar a face cîteva consideraţiuni asupra unor aspecte ale folosirii legilor economice în cadrul hozrasciotului, metoda de gospodărire socialistă a întreprinderilor de stat.

In condiţiile socialismului metodele de gospodărire a economiei naţionale în ansamblul ei şi în cadrul întreprinderilor, trebuie să asigure desfăşurarea procesului de producţie în vederea satisfacerii nevoilor întregii societăţi ; această necesitate este determinată în mod direct de acţiunea legii economice fundamentale a socialismului.

Hozrasciotul, este o metodă de conducere planificată a economiei în cadrul întreprinderilor de stat, un mijloc pentru asigurarea îndeplinirii şi depăşirii sarcinilor de plan, care necesită compararea cheltuielilor şi rezultatelor producţiei în expresie bănească, acoperirea cheltuielilor făcute de întreprindere prin veniturile proprii şi asigurarea rentabilităţii producţiei.

Cerinţele hozrasciotului sînt strîns legate de necesitatea asigurării reproducţiei socialiste lărgite.

Reproducţia socialistă lărgită, trebuie să se desfăşoare neîntrerupt, aceasta fiind o necesitate obiectivă determinată de acţiunea legii economice fundamentale a socialismului.

Satisfacerea maximă a nevoilor societăţii nu este posibilă decît prin creşterea şi perfecţionarea neîntreruptă a producţiei socialiste pe baza tehnicii celei mai înaintate.

Pentru a asigura desfăşurarea neîntreruptă a procesului reproducţiei socialiste lărgite, întreprinderile trebuie să fie rentabile, adică veniturile lor, nu numai să acopere cheltuielile dar să le şi depăşească, asigurînd baza materială a desfăşurării neintrerupte a procesului de reproducţie.

Hozrasciotul se înfăptuieşte pe baza unei anumite independenţe operative a întreprinderii, a cointeresării materiale a întreprinderii şi colectivului în rezultatele economice ale producţiei întreprinderii, a răspunderii materiale a întreprinderii faţă de stat şi faţă de alte întreprinderi şi a controlului prin leu asupra întregii activităţi a întreprinderii. Toate aceste aspecte ale hozrasciotului sînt determinate, pe de o parte, de acţiunea legilor economice ale socialismului, iar pe de altă parte, de necesitatea folosirii acestor legi.

Intre altele, necesitînd folosirea formei băneşti, hozrasciotul este determinat de acţiunea legii valorii şi se bazează pe folosirea acestei legi.

In condiţiile economiei socialiste, regulatorul producţiei socialiste nu este legea valorii, ci legea dezvoltării planice, proporţionale a economiei naţionale. Totuşi legea valorii îşi păstrează rolul de regulator în sfera circulaţiei produselor cu toate că şi sub acest aspect rolul de regulator al legii valorii este limitat, fiindcă preţurile producţiei socialiste nu au un joc liber, ci sînt fixate de stat.

Hozrasciotul necesită cunoaşterea şi folosirea legii valorii nu numai pentrucă astfel este posibilă compararea sub formă bănească a cheltuielilor producţiei cu rezultatele ei, ci şi pentrucă statul foloseşte în cadrul întreprinderii preţurile, preţul de cost, venitul net (beneficiul) etc., în vederea controlului multilateral prin leu asupra activităţii întreprinderii. Fără un asemenea control hozrasciotul nu poate fi conceput.

Pentruca întreprinderile să-şi poată desfăşura neîntrerupt producţia lor, trebuie să se ţină seama între altele şi de posibilitatea folosirii produselor. Realizarea producţiei necesită ca produsele să corespundă prin preţul, calitatea şi sortimentul lor cererii beneficiarilor. Statul fixează sarcini de plan ţinînd seama de aceste condiţiuni. Neîndeplinirea acestor sarcini de către întreprinderi, dacă preţurile sînt mai mari, calitatea mai proastă, iar sortimentul insuficient, toate acestea pun întreprinderea respectivă în situaţia de a nu putea vinde mărfurile sau o parte din ele. O asemenea întreprindere nu poate înfăptui cerinţele hozrasciotului de a acoperi cheltuielile de producţie cu venituri proprii şi nici nu-şi va putea asigura rentabilitatea.

Intreprinderile care cunoscînd şi folosind legea valorii în activitatea lor, ţin seama de preţul fixat de stat şi îşi concentrează eforturile pentru reducerea preţului de cost, îndeplinirea planului la toţi indicii, nu numai că îşi vînd mărfurile lor obţinînd mijloace băneşti şi un venit net (beneficii), dar pot obţine şi un venit net peste plan, care revine în parte, sub forma fondului directorului, întregului colectiv al întreprinderii.

Astfel interesul întreprinderilor de a obţine un venit net cît mai mare este stimulat prin faptul că ele au dreptul la o parte din acest venit. De aceea, asigurarea rentabilităţii întreprinderii, trăsătură caracteristică a hozrasciotului, constituie o cauză directă a fiecărui om al muncii din întreprinderea respectivă.

Prin indicii băneşti cum sînt preţul de cost, rentabilitatea, controlul prin leu, stabileşte calitatea activităţii întreprinderii.

A. Generalităţi

Funcţionarea unei instalaţii de prepararea minereurilor este în mod general controlată prin examinarea variaţiunilor anumitor indici, printre care: conţinuturile în metal precum şi extracţiile în metal ale concentratelor.

Intr-o uzină prelucrînd un minereu monometalic este posibil a se cunoaşte zilnic un cuplu de indici: dacă unul dintre ei creşte, în timp ce celălalt scade, este uneori destul de dificil a preciza dacă respectiva modificare în funcţionarea uzinei este favorabilă sau nu.

Această problemă capătă un aspect şi mai complicat dacă uzina produce două sau trei concentrate deoarece în acest caz vor trebui interpretate variaţiile a două sau trei cupluri de indici.

Se resimte deci necesitatea folosirii unui indice tehnic unic care să caracterizeze singur condiţiile tehnice de funcţionare a unei uzine într-o anumită perioadă considerată.

De asemenea pentru o cît mai raţională reglare a funcţionării unei uzine de preparare considerăm că este necesară cunoaşterea în plus a unui indice economic care să ţină seama în acelaşi timp atît de condiţiile tehnice ale operaţiunilor de concentrare cît şi de costul acestor operaţiuni.

Intr-o uzină de preparare, controlul calităţii produselor este asigurat în rezumat prin următoarele operaţiuni:

1. Luarea probelor din alimentare, concentrate, steril şi eventual din anumite produse intermediare şi analizarea unor probe medii (zilnice sau pe schimb) din acestea.
2. Determinarea greutăţii minereului din alimentare, concentratelor şi sterilului.
3. Determinarea pe baza, fie numai a conţinuturilor din metale a produselor, fie atît a conţinuturilor în metale cît şi a greutăţii produselor, a extracţiilor de concentrat (tehnologice, respectiv marfă) pentru fiecare concentrat apoi a extracţiilor de metal (tehnologice, respectiv marfă) pentru fiecare metal.

De menţionat că pentru controlul zilnic al funcţionării unei instalaţii se folosesc indicii tehnologici, încheerea rapoartelor lunare făcîndu-se pe baza celor marfă.

Considerăm că acest control tehnic este insuficient deoarece, după cum s-a arătat şi mai înainte, nu se are mijlocul de a interpreta în mod corect variaţia indicilor în anumite intervale de timp şi de a trage deci concluziile care să ducă la orientarea funcţionării instalaţiei respective.

Astfel, în cazul destul de general al unei flotaţii diferenţiale producînd două concentrate, sînt determinaţi zilnic cel puţin următorii 6 indici principali: 2, indicînd conţinuturile în metale ale alimentării, 2, indicînd conţinuturile în metalele principale ale concentratelor, 2, indicînd extracţiile în metalele principale din cele 2 concentrate; deasemenea sînt determinaţi şi următorii 8 indici secundari: 2, indicînd conţinuturile în metale ale sterilului final, 2, indicînd conţinuturile în metale ale sterilului dela flotarea primului concentrat, 2, indicînd conţinuturile auxiliare în metale ale celor 2 concentrate şi 2, indicînd extracţiile de concentrat.

Practic, pentru orientarea asupra funcţionării instalaţiei cel mai adesea se ia în considerare numai variaţia extracţiilor de metal, neglijindu-se variaţia celorlalţi indici; diferenţe, însă, chiar mici ale conţinutului în metal ale anumitor concentrate, pot avea repercusiuni importante asupra valorii bănești a concentratelor produse.

Dacă se ia în considerare faptul că „concentrarea unui minereu" este o operațiune industrială avînd la bază între altele și considerente de natură economică, socotim că este cel puțin tot atît de judicios a vorbi de valoarea bănească a diverselor produse cît de a considera conținuturile sau extracțiile de metal ale concentratelor.

Vom merge chiar mai departe spunînd că, pe baza considerațiunilor economice făcute mai înainte, aceste operațiuni industriale vor trebui astfel organizate, încît rentabilitatea și deci volumul beneficiului realizat de întreprindere, să fie cel optim. Conducerea întreprinderii va trebui deci să aibă ca scop esențial de a face în așa fel ca diferența între valorile concentratelor produse și cheltuielile de preparare să fie cît mai ridicată posibil, cu alte cuvinte spus, trebuie să se tindă la obținerea unor produse de calitate cît mai superioară cu un preț de cost cît mai redus.

Punctul de vedere economic prezintă avantajul de a caracteriza funcționarea unei instalații de preparare printr-un indice de valoare *) care, luat separat, poate avea o semnificație prin el însuși și care poate înlocui deci, cuplul sau cuplele de indici tehnici mai înainte amintiți.

In considerațiile pe care le vom face, indicele economic a cărui folosire se preconizează va fi dat de raportul între valoarea concentratelor produse și o anumită valoare „de referință" calculată, fie numai după natura, fie atît după natura cît și după comportarea la preparare a minereurilor tratate.

Valoarea reală a producției este un element care poate fi ușor calculat plecîndu-se dela formula după care se stabilește prețul produsului respectiv.

Ca prim termen de referință se va considera valoarea producției dată de o instalație perfectă care ar reuși, lucrînd în aceleași condiții ca instalația reală, să separe niște concentrate ideale constituite numai din diversele minerale utile conținute în minereul tratat.

Dar, compararea între elementele date de condițiile reale de funcționare ale unei instalații și acelea date de aceste condiții ideale credem că este incompletă deoarece această comparație nu ia în considerare nici variațiile conținuturilor în metale, nici variațiile calității minereului tratat.

Pentru aceste motive vom lua în considerare și un alt termen de referință: cele mai bune concentrate ce s-ar putea obține în practică și pe care le vom numi *concentrate optime.*

Determinarea caracteristicilor acestor concentrate optime, pentru un minereu preparabil prin metodele gravitaționale, se poate face aplicînd metoda cunoscută a lichidelor grele.

In ceea ce privește minereurile preparabile prin flotație, aplicarea așa numitei metode a „flotației fracționate" fac posibilă determinarea caracteristicelor acestor concentrate optime și deci și a valorilor lor.

B. Considerațiuni teoretice asupra preparării unui minereu simplu, producînd un singur concentrat

1. Formule de bază. Notînd cu: A, C, B; a, c, b, greutățile și respectiv conținuturile în metal, ale minereului din alimentare, concentratului produs și sterilului eliminat, avem definiți următorii indici *):

extracția de concentrat:

$$v = \frac{C}{A} = \frac{a-b}{c-b} \qquad (1)$$

extracția de metal:

$$m = \frac{C \cdot c}{A \cdot a} = v \frac{c}{a} = \frac{c}{a} \cdot \frac{a-b}{c-b} \qquad (2)$$

Evaluarea concentratelor pe care uzina metalurgică le primește dela instalația de preparare se face după o formulă de tipul celei care urmează:

$$V = K_1 \; P_1 \; (c-d) - R - T \qquad (3)$$

în care:

V este valoarea unei tone de concentrat;
P_1 — prețul unei tone de metal util;
K_1 — un coeficient cuprins deobicei între 0,9-1, reprezentînd scăzămîntul ce se face, de către uzină, asupra prețului metalului;
c — conținutul în metal util al concentratului (în fracțiuni de unitate);
d — o reducere a conținutului în metal a concentratului (în fracțiuni de unitate), considerată ca reprezentînd pierderile ce rezultă la topire;
R — costul tratamentului metalurgic;
T — costul transportului concentratului pînă la uzina metalurgică (atît R cît și T raportîndu-se la tona de concentrat tratată).

Formula de mai sus se poate pune sub forma;

$$V = P \; (c - c_0) \qquad (4)$$

$$P = K_1 \; P_1, \qquad (5)$$

fiind valoarea unei tone de metal, plătită de uzina metalurgică, iar:

$$c_0 = d + \frac{R+T}{P} \qquad (6)$$

reducerea de conținut ce corespunde pe de o parte cheltuelilor de transport a concentratului, pe de altă parte cheltuelilor de tratament metalurgic.

---

*) Se va înțelege tot timpul *valoarea bănească* a produsului respectiv.

*) Considerăm acești indici exprimați în fracțiuni de unitate, nu în procente.

Valoarea concentratului obţinut prin prepararea unei tone de minereu brut este dată de formula:

$$W = v.\ V = P.a.m.\frac{c-c_o}{c}. \qquad (7)$$

2. *„Randamentul economic absolut" al operaţiunii de concentrare.* După cum s-a menţionat anterior, un parametru economic al operaţiunii de preparare poate fi obţinut comparînd valoarea concentratului real obţinut în urma preparării unui minereu, cu valoarea concentratului ideal ce ar fi constituit în întregime numai din mineralul util conţinut în mineralul tratat.

Notînd cu k conţinutul în metal util al acestui mineral şi deci conţinutul în metal al concentratului ideal şi considerînd pentru acest concentrat aceleaşi cheltuieli de transport şi tratament metalurgic ca şi pentru concentratul real, valoarea concentratului ideal ce poate fi obţinut în urma preparării unei tone de minereu brut este dată de formula:

$$W_i = P.\,a.\,\frac{k-c_o}{k}. \qquad (8)$$

Noul parametru economic va fi raportul $\frac{W}{W_i}$ pe care îl vom numi „randament economic absolut"; el este dat de egalitatea:

$$R = \frac{W}{W_i} = m.\frac{k}{c}\cdot\frac{c-c_o}{k-c_o} \qquad (9)$$

Factorul care multiplică valoarea extracţiei de metal m, îl vom numi „coeficient economic de calitate" şi îl vom nota cu E_c; de remarcat că în condiţii de ordin economic date, acest factor este funcţie numai de conţinutul în metal al concentratului.

Randamentul economic absolut este deci produsul dintre extracţia în metal m şi coeficientul economic de calitate E_c, adică:

$$R = m.\ E_c \qquad (10)$$

în care:

$$m = \frac{C\cdot c}{A\cdot a} = v\frac{c}{a} = \frac{c}{a}\cdot\frac{a-b}{c-b} \qquad (2)$$

$$E_c = \frac{k}{c}\ \frac{c-c_o}{k-c_o} \qquad (11)$$

Este interesant acest prim parametru economic R, fiind mai ales simplu şi uşor de calculat.

Pentru consideraţiunile făcute mai înainte socotim însă că este mai judicioasă folosirea unui parametru economic pentru a cărui definire să ne referim nu la concentratul ideal ci la un concentrat optim ce s-ar putea obţine prin operaţiunile de preparare.

3. *Curbe de preparare.* In general, oricare ar fi aparatul de concentrare întrebuinţat se observă că el separă, din produsul brut ce prelucrează, mai întîi fracţiunile de mineral cele mai pure, iar pe măsură ce operaţia continuă, produsele separate sînt tot mai sărace în substanţa utilă respectivă. Prin urmare, concentraţia y în substanţă utilă a produsului elementar $\Delta\ v$ separat la un moment dat de aparat este o funcţiune:

$$y = f(v) \qquad (12)$$

de cantitatea v de concentrat ce a fost separată de aparat, inainte de produsul considerat.

Funcţiunea y este caracteristică unui anumit minereu şi procedeului de concentrare folosit. In funcţie de această funcţiune $f\ (v)$, se pot deduce funcţiunile care reprezintă variaţiunea diferitelor elemente de control: c, b, m şi η cu variabila v (1) fig. 1.

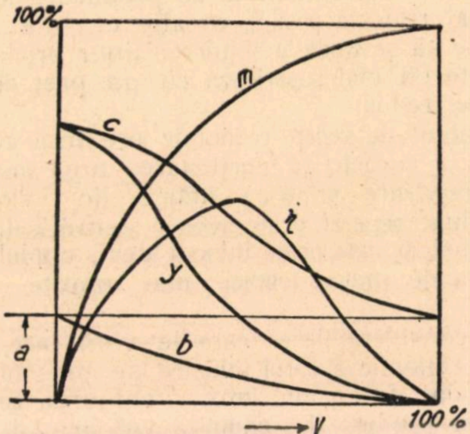


Fig. 1

In ceea ce priveşte stabilirea curbelor de preparare, aşa cum s-a văzut, în cazul unei concentrări gravimetrice, există o metodă operatorie simplă şi bine cunoscută, care permite stabilirea curbei de preparare a unui minereu, pentru condiţii de lucru date.

In cazul concentrării prin flotaţie, aplicarea metodei de laborator a „flotaţiei fracţionate" permite să se obţină pornind de la o turbureală mineralizată, un număr oarecare de produse, conţinînd fracţiuni de minerale a căror aptitudine de flotare merge descrescînd.

Există deci o mare similitudine între: pe de o parte, această fracţionare a unui minereu în raport cu metoda de concentrare prin flotaţie şi pe de altă parte, fracţionarea prin densităţi crescînde a unui alt minereu în raport cu metoda de concentrare gravimetrică. Precum analiza densimetrică permite stabilirea curbelor de preparare utilizabile în domeniul separării gravitaţionale, tot aşa flotaţia fracţională va permite la rîndul său stabilirea curbelor de preparare utilizabile în domeniul flotaţiei.

4. *Curba variaţiei randamentului economic*

absolut $R = f(v)$. In cadrul aceleași diagrame, indicîndu-ne curbele preparării unui minereu, se poate urmări și variația indicelui R pe o curbă care are alura curbei randamentului tehnologic.

Intr-adevăr, s-a definit mai sus randamentul economic absolut η al operațiunii de concentrare. raportul:

$$R = \frac{W}{W_i} \tag{13}$$

dintre valoarea concentratului real obținut în urma preparării unui minereu și valoarea concentratului ideal, ce s-ar putea obține prin prepararea aceluiași minereu.

Conform relației (9) și ținînd seama de relația (2) și de notația: $\alpha = \frac{a}{k}$, α fiind conținutul de mineral util din minereul brut, vom avea:

$$R = \frac{v\,(c - c_0)}{\alpha\,(k - c_0)}\,. \tag{14}$$

Dînd diferite valori lui v și înlocuind valorile corespunzătoare ale lui c se poate construi curba $R = f(v)$ (fig. 2). Astfel:

pentru: $v = 0$, $R = 0$;
pentru: $c = c_0$, $R = 0$;

Pentru a stabili în care condiții de lucru adică pentru care extracție de concentrat, se lucrează cu un randament economic absolut maxim vom determina maximum expresiei (14); ținînd seama (1) că:

$$c = \frac{1}{v}\int_0^v y\,dv,$$

expresia (14) se poate scrie:

$$R = \frac{\int_0^v y\,dv - vc_0}{\alpha\,(k - c_0)}$$

se observă că numitorul acestei expresii este constant pentru un anumit minereu.

Derivata în raport cu v a expresiei randamentului economic absolut este:

$$\frac{dR}{dv} = \theta(y - c_0)$$

unde s-a notat cu θ factorul constant al expresiunii, adică:

$$\theta = \frac{1}{\alpha\,(k - c_0)}$$

Deci randamentul economic absolut este maxim în cazul cînd extracția de concentrat v corespunde unei concentrațiuni $y = C_0$.

5. *Condițiile optime de concentrare.* Trasînd pe aceiași diagramă curbele preparării unui minereu, precum și curba variației „randamentului economic absolut" al operațiunii de concentrare a aceluiași minereu se constată următoarele:

a) Curba $R = f(v)$ prezintă un maxim, care corespunde cu $y = c_0$; acestui maxim îi corespund pe curbele preparării valorile c_m, v_m, m_m, η_m, (fig. 2).

b) Intre toate operațiunile de separare posibile aceea caracterizată prin aceşti parametri (c_m, v_m, m_m, η_m), este cea de randament economic absolut maxim, corespunzînd condițiilor optime de concentrare.

c) In cazul cînd toate condițiile rămîn aceleași, crescînd numai parametrul c_0, curbele preparării rămîn neschimbate, însă curba R își deplasează maximul către stînga diagramei, noile condiții optime de concentrare fiind realizate pentru parametrii c'_m, v'_m, m'_m, η'_m, corespunzînd noului maxim al curbei R' (figurată punctat în fig. 2).

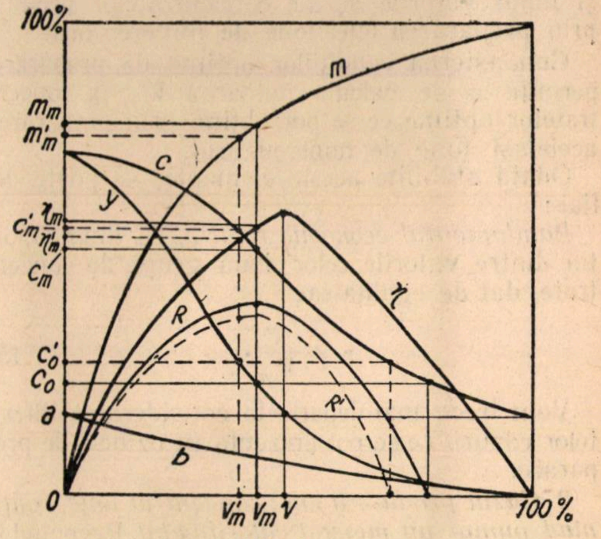


Fig. 2

Se vede deci că o creştere a parametrului c_0 trebue să fie urmată de o îmbogățire mai înaintată a concentratului și de o diminuare a extracției de metal. Invers, o scădere a parametrului c_0 duce la o deplasare a maximului curbei R către dreapta diagramei, corespunzînd la o îmbogățire mai redusă a concentratului și la o majorare a extracției de metal.

Considerațiunile făcute ne dau deci posibilitatea să calculăm variațiile principalilor indici ai preparării, permițîndu-ne a obține din nou condițiile optime de concentrare.

C. Aplicarea considerațiunilor teoretice făcute la controlul instalațiilor de prepararea minereurilor

Așa cum s-a menționat anterior, controlul funcționării unei instalații de prepararea minereurilor se face în linii mari prin luarea și analizarea unor probe din produsele preparării, precum și a determinării greutății acestor produse, operațiuni urmate de calculul extracțiilor de concentrat și al extracțiilor în metal.

Indicii astfel obținuți, permit a calcula valoarea producției reale și a deduce pe aceea a concentratelor obținute prin prepararea unei tone de minereu brut.

Pe lîngă aceste elemente ce ne informează asupra condițiilor reale ale operațiunii de concentrare, vom considera și pe acelea mai înainte cercetate ce se referă la condițiile ideale și optime de concentrare.

Vom obține astfel anumiți parametri ce caracterizează funcționarea unei instalații comparînd rezultatele obținute printr-o funcționare reală cu acelea ce s-ar putea obține în menționatele condiții particulare de concentrare.

1. *Randamentul economic relativ.* Operațiunile de luare a probelor, analizele și determinările făcute în mod periodic permit a calcula zilnic și lunar valorile W ale concentratelor produse prin prepararea unei tone de minereu brut.

Cunoașterea condițiilor optime de preparare, permite a se calcula valoarea W_m a concentratelor optime ce se pot obține prin prepararea aceleiași tone de minereu brut.

Odată stabilite aceste elemente, se poate defini:

Randamentul economic relativ, ca fiind raportul dintre valorile celor două grupe de concentrate, dat de egalitatea:

$$r = \frac{W}{W_m}. \tag{15}$$

Vom trece mai departe la considerarea diferitelor cazuri, ce se pot prezenta în uzinele de preparare.

2. *Cazul producerii unui concentrat unic, conținînd numai un mineral valorificabil.* Revenind la cazul teoretic studiat mai înainte, vom indica succesiunea de operații care va conduce la stabilirea parametrilor economici:

A. Plecînd de la condițiile economice, se vor stabili cei doi parametri P și c_o după formulele (5) și respectiv (6).

B. Se va determina conținutul în metal k al mineralului util ce se valorifică, din minereul brut tratat (determinare ce se poate face prin diverse metode ce combină încercările de preparare cu studiile mineralogice și analizele chimice).

C. Pe baza conținuturilor în metal a, c, b și a parametrilor P, c_o și k se vor calcula succesiv:

$$W_i = P \cdot \frac{k - c_o}{k} a$$

$$m = \frac{C \cdot c}{A \cdot a} = v \frac{c}{a} = \frac{c}{a} \cdot \frac{a - b}{c - b}$$

$$E_c = \frac{c - c_o}{c} \cdot \frac{k}{k - c_o}.$$

Randamentul economic absolut:

$$R = m \cdot E_c$$
și:
$$W = R \cdot W_i$$

D. Aplicînd metoda flotației fracționate se vor stabili în laborator curbele de preparare a minereului pe care îl primește instalația.

E. Se va trece apoi la determinarea parametrilor (c_m, v_m, m_m, η_m) corespunzînd condițiilor optime de concentrare.

S-a văzut mai înainte că aceste condiții optime de concentrare sunt acelea ce corespund punctului de randament economic absolut maxim, pentru care se are $y = c_o$. Pentru a determina aceste condiții va fi deci suficient ca pe diagrama curbelor preparării minereului dat, să ducem o paralelă la axa abciselor, la distanța c_o de această axă (fig. 2), pentru ca extracția de concentrat optimă, v_m, să fie dată de abscisa punctului de intersecție al acestei drepte cu curba y, iar ceilalți parametri c_m, m_m, η_m să fie dați de ordonatele curbelor respective, corespunzătoare acestor abscise.

F. Se va calcula apoi:

— randamentul economic optim:

$$R_m = m_m \frac{k}{c_m} \cdot \frac{c_m - c_o}{k - c_o}$$

— randamentul economic relativ:

$$r = \frac{W}{W_m} = \frac{R\, W_i}{R_m W_i} = \frac{R}{R_m}.$$

In ceea ce privește determinarea curbelor de preparare a minereului pe care îl primește instalația, pentru mai multă rigurozitate și mai ales dacă instalația ese aprovizionată cu minereu provenind dintr-un zăcămînt neuniform, socotim că este necesar ca executîndu-se în mod periodic încercări de analize densimetrice sau de flotații fracționate asupra unor probe medii din minereul de preparat, să se procedeze la modificarea corespunzătoare a curbelor de preparare pentru a se putea apoi compara condițiile reale cu condițiile optime de concentrare corect determinate.

Este absolut necesar a se urmări îndeaproape modificările curbelor de preparare, mai ales atunci cînd se lucrează cu minereuri oxidate al căror grad de alterare variază între limite largi, deoarece rezultă modificări ale conținutului în metal k al concentratului ideal, care este un factor important în determinarea condițiilor optime de concentrare.

3. *Cazul producerii unui concentrat unic conținînd două minerale valorificabile.* Este cazul preparării unui minereu conținînd minerale argentifere sau aurifere.

Considerînd cazul întîlnit în țara noastră, al unei galene argentifere, s-a constatat că creșterea valorii concentratului de galenă datorită argintului conținut este relativ mică. In aceste condițiuni și într-o primă aproximare este posibil a presupune că argintul este legat de galenă și a face calculele ce conduc la stabilirea randamentelor economice, admițînd că există un raport constant între greutatea plumbului și cea a argintului conținut pe de o parte în minereul tratat, pe de altă parte în concentrat; această ipoteză ne permite a reduce acest caz la primul studiat mai înainte.

Notînd cu:

q — raportul dintre greutatea argintului și cea a plumbului;

$K_1\ P_1 = P$ — prețul plumbului plătit de uzina metalurgică;

$K'_1\ P'_1 = P'$ — prețul argintului plătit de uzina metalurgică;

d și d' — reducerea conținutului în metal făcută de uzina metalurgică;

prețul unei tone de concentrat plătit de uzina metalurgică, este:

$$V = P(c - d) + P'(qc - d') - R - T \qquad (3')$$

sau:

$$V = Q\ (c - c_{o1}), \qquad (4')$$

în care:

$$Q = P + qP' \qquad (5')$$

$$c_{o1} = \frac{Pd + P'd' + R + T}{Q}. \qquad (6')$$

Formulele stabilite pentru cazul precedent se aplică în mod integral și pentru acest caz, al producerii unui concentrat cu 2 metale valorificabile, cu condiția de a înlocui parametrul P prin Q și parametrul c_o prin c_{o1} (care este mai mic decît c_o).

4. *Cazul producerii mai multor concentrate.* Pentru mai multă simplitate în expunere vom considera cazul mai puțin complicat, al unei instalații producînd 2 concentrate, raționamentul făcut putînd fi extins apoi fără nici o dificultate și asupra instalațiilor producînd trei sau chiar patru concentrate.

In considerațiunile ce le vom face ne vom referi la următoarele notații:

Produse	Greutate, t	Conținutul în metal, %	
		Elementul 1	Elementul 2
Alimentare	A	a_1	a_2
Steril	B	b_1	b_2
Conc. 1	C	c_1	c_2
Conc. 2	D	d_1	d_2

A. Se va începe, ca și în primul caz, prin calcularea parametrilor economici P și c_o pentru primul concentrat, P' și c'_o pentru cel de al doilea concentrat, folosind formulele date: (5) și (6).

B. Se vor stabili apoi, prin aceleași metode arătate mai înainte conținuturile în metal k_1 și k_2 ale celor două concentrate ideale ce sînt constituite numai din mineralele metalifere respective.

C. Condițiile zilnice reale de funcționare ale uzinei vor putea fi determinate prin cunoașterea celor opt conținuturi: a_1, a_2 — c_1, c_2 — d_1, d_2 — b_1, b_2 de cele două metale, ale alimentării, concentratelor și respectiv sterilului, aplicînd formulele ce permit calcularea celor două extracții de concentrat v_1 și v_2 ca și a celor două extracții de metal m_1 și m_2.

D. In continuare, aplicînd metoda expusă pentru un minereu simplu și folosind formulele date se vor calcula următorii parametri:

— valorile W_{i_1} și W_{i_2} ale concentratelor ideale de cele două metale, ce se pot obține prin prepararea unei tone de minereu brut;

— factorii E_{c1} și E_{c2};

— randamentele economice absolute R_1 și R_2 ale operațiunii de concentrare a celor două metale;

— valorile W_1 și W_2 ale concentratelor reale de cele două metale ce se obțin prin prepararea unei tone de minereu brut;

— valorile:

$$W = W_1 + W_2 \quad ; \quad W_i = W_{i_1} + W_{i_2}$$

ale concentratelor reale și respectiv ideale ce se pot obține prin prepararea unei tone de minereu brut;

— raportul:

$$R = \frac{W}{W_i}$$

care este randamentul economic absolut al întregii operațiuni de concentrare.

E. Proba de minereu se supune apoi unei prime flotații fracționate pentru mineralul util 1, ceea ce va permite determinarea curbelor de preparare a mineralului respectiv.

F. Pentru a determina condițiile optime de concentrare a mineralului 1, se va proceda ca și în cazul examinat al producerii unui concentrat unic, adică pe diagrama curbelor preparării mineralului respectiv. se va duce o paralelă la axa absciselor la distanța c_o de aceactă axă; abscisa punctului de intersecție al acestei drepte cu curba y, va determina extracția de concentrat optimă, ceilalți parametri optimi fiind dați de ordonatele curbelor respective, corespunzătoare acestei abscise.

G. Se va executa apoi în laborator, o flotație corespunzînd acestor condiții optime; se va colecta concentratul, apoi sterilul, care va fi condiționat și supus unei a doua flotații fracționate pentru mineralul util 2.

H. Se vor putea stabili astfel curbele de preparare a mineralului 2 și procedînd întocmai ca mai sus (punctul F) se vor determina parametrii corespunzînd condițiilor optime de concentrare a mineralului 2.

I. Folosind parametrii determinați mai sus se vor calcula valorile concentratelor optime ce se pot obține prin prepararea unei tone de minereu: W_{m1} și W_{m2} precum și totalul lor:

$$W_m = W_{m1} + W_{m2}.$$

în concluzie, vom putea determina randamentul economic relativ, aplicînd formula generală

$$r = \frac{W}{W_m}.$$

Asupra valorii totale W_m a concentratelor optime ce se pot obține prin prepararea unei tone de minereu sînt de făcut cîteva observațiuni: astfel nu întotdeauna această valoare W_m poate fi considerată ca fiind cea maximă: într-adevăr este posibil ca aducînd o ușoară modificare condițiilor primei operațiuni de concentrare, să se facă, de exemplu, posibilă obținerea unui concentrat mai bogat în elementul 1 și cu un conținut mai redus în elementul 2, obținîndu-se o majorare a valorii celui de al doilea concentrat ce poate fi superioară micșorării valorii primului concentrat. Va fi deci necesară executarea unor noi flotații fracționate a sterilelor de la prima flotație corespunzînd unor noi condiții de lucru. Se vor obține astfel diverse serii de concentrate cărora vom putea calcula valorile totale W'_m, W''_m, W'''_m Avînd aceste valori se va putea trasa pe diagrama concentrării mineralului 1 curba $W_m=f(v_1)$, reprezentînd variația parametrului W_m în funcție de extracția la concentrat de mineral 1. Această curbă va prezenta în mod sigur cel puțin un maxim și din alura sa se vor putea deduce condițiile optime de concentrare diferențială a minereului studiat precum și valoarea concentratelor optime.

Situația expusă reprezintă însă un caz particular care este luat în discuție destul de rar deoarece în general în cazul unei flotații diferențiale de două minerale utile, procentul de mineral 2 în concentratul de mineral 1 nu trebue să depășească o anumită valoare impusă de uzina metalurgică, iar această valoare este deobicei cea minimă ce poate fi realizată printr-o operațiune de preparare.

In general deci se poate considera că valoarea W_m a concentratelor optime ce se pot obține prin prepararea unei tone de minereu brut, valoare obținută așa cum s-a arătat mai înainte, avînd la bază curbele preparării, este cea maximă.

D. Concluzii generale

Considerațiunile făcute credem că pot fi utile nu numai pentru conducerea instalațiilor de prepararea minereurilor existente ci pot fi utilizate și în laboratoarele de cercetări în care se studiază posibilitățile de concentrare ale unor minereuri sau posibilitățile de îmbunătățire ale funcționării unor instalații existente.

Bibliografie

[1] *Huber Panu I.:* Elemente pentru controlul funcționării și proiectarea instalațiunilor de preparare mecanică, M. O. Impr. Naț., 1935.
[2] *Huber Panu I.:* Criterii de bază pentru stabilirea indicilor principali și controlul instalațiilor de preparare, Revista Minelor, nr. 2 și 3/1953.
[3] *Razumov I.:* Proiectarea instalațiilor de preparare (trad. din limba rusă), I.D.T., 1954.
[4] *Gaudin A. M.:* Principles of Mineral Dressing, 1939, p. 231—237.

Despre caracterul și mecanismul dezagregării rocilor sub acțiunea alicelor de foraj

Ing. Stan Ștefan

Din primele etape ale existenței forajului cu alice, problema mecanismului sfărîmării rocii sub acțiunea alicelor a rămas pînă azi o problemă nerezolvată.

In ceea ce privește forajul cu alice de fontă, autorii care au susținut diferite teorii, se pot împărți, în general, în două grupe. După părerea primei grupe, rolul principal la sfărîmarea rocii il joacă alicele sparte, mai precis schijele alicelor de fontă. Schijele alicelor pătrund atît în rocă cît și în freză și sub acțiunea apăsării (exercitată de freză) și a rotației frezei, sgîrie sau pătrund în rocă, producînd astfel dislocarea unor mici particule de rocă din masiv.

Alicele rămase întregi (nesparte) exercită în procesul de dislocare a rocii numai funcțiuni auxiliare, ajutînd schijele să ocupe poziții favorabile în spațiu (adică să se întoarcă cu părțile ascuțite spre rocă).

A doua grupă de autori și-a conceput teoriile bazîndu-se pe concluzia, că alicele de fontă nu se sparg în timpul forajului și prin urmare alicele întregi nesfărîmate au prioritate în procesul de dislocare a rocii din masiv.

După părerea autorilor acestei teorii, schijele nu pot lua parte activă la sfărîmarea rocii, din cauză că muchiile schijelor, rezultate din spargerea alicelor, nu posedă o stabilitate suficientă pentru a disloca particule de rocă, iar probabilitatea ca schijele să ocupe o poziţie favorabilă de tăiere sau sgîriere a rocii, este foarte mică.

Pentru o rezolvare justă a problemei mecanismului sfărîmării sau dislocării rocii din masiv la săpare cu alice, este bine să se analizeze separat acţiunile reciproce dintre rocă şi alice la săpare cu alice de fontă şi separat la săpare cu alice, care au proprietăţi fizico-mecanice mai bune în comparaţie cu fonta (de exemplu oţel, fontă aliată etc.). Trebuie menţionat că la săparea cu alice de oţel, acestea rămîn întregi pînă la terminarea marşului. Deformaţiile care au loc în alice sînt de ordin plastic însă nu trec de limita de curgere a metalului. Datele experimentate permit să se tragă concluzia că la săparea cu alice de fontă rolul principal la sfărîmarea rocilor îl joacă schijele de alice şi nu alicele întregi, deoarece s-a constatat că alicele după un scurt timp de existenţă sub freză se transformă în schije.

Sfărîmarea (spargerea) alicelor este determinată de următoarele cauze:

— fragilitatea fontei;

— dimensiunile alicelor nu sînt egale;

— în garnitura de foraj în timpul lucrului, apar forţe dinamice verticale (datorită vibraţiei) care întrec cu mult sarcinile statice şi fac ca apăsarea pe talpă să ia un caracter dinamic;

— alicele de fontă suportă în mod static sarcini destul de mari, pe care nu le pot suporta însă cînd aceste forţe primesc un caracter dinamic.

Unii autori afirmă că schijele de alice pot produce dislocarea particulelor minerale din masiv, numai atunci cînd duritatea rocii, în care se face săparea este mult mai mică decît duritatea schijelor de alice (pe scara durităţii Mohr).

Studii speciale făcute în acest scop dau posibilitatea să se afirme, că alicele de fontă pot să producă dislocarea rocii din masiv, chiar şi în cazul cînd masivul este cu mult mai dur decît alicele care au duritatea 5—6 (după scara lui Mohr). Cu toate acestea, forajul cu alice poate fi întrebuinţat cu destul succes în cuarţite, în jaspuri, care au o duritate foarte mare. Parţial, acest nonsens la prima vedere se explică, datorită proprietăţilor abrazive, pe care le posedă alicele de fontă.

Este de menţionat faptul că după 30—40 de minute de foraj, sub acţiunea forţei statice verticale (apăsării pe talpă), care în timpul forajului primeşte un caracter dinamic, marea masă a alicelor este deja transformată în schije. Fiecare schije de alice produce un travaliu mic, dislocînd numai cîteva particule din rocă. Insă datorită faptului că pe talpă (sub freză) în timpul lucrului se găsesc schije în cantitate mare, este natural ca şi volumul de rocă dislocat să fie destul de mare.

O analogie se întîlneşte la polizor: cu cît se toceşte mai mult metal, cu atît volumul pietrei de polizor se micşorează.

Piatra de polizor este compusă din o cantitate mare de mici particule minerale legate împreună prin intermediul unui liant. Foarte rar duritatea unui grăunte din acesta întrece duritatea metalului, care se polizează; totuşi metalul se roade, datorită proprietăţilor abrazive ale pietrei de polizor.

In ceea ce priveşte cantitatea acestor schije de alice de pe talpă, o părere poate fi dedusă, analizînd datele prezentate în tabela 1, în care sînt expuse consumurile în greutate a diferitelor materiale de armare pentru săpare în bazalturi *).

Din tabelă rezultă că în comparaţie cu diamantul, se consumă de 750 000 de ori mai multe alice, pentru o înaintare de un metru. Faţă de un consum atît de mare, este natural că proprietăţile abrazive ale schijelor joacă un rol deosebit de important, în dislocarea rocii.

Tabela 1

Felul materialului tăietor	Consumul în g la 1 m săpat	Raportul dintre diferitele consumuri şi consumul la diamant
Diamant	0,020	1
Aliaje dure (podebit)	4,0	200
Alice de fontă . . .	15 000	750 000

Bazîndu-ne atît pe faptul că după un scurt timp alicele se transformă în schije de alice, după cum au arătat nenumărate experienţe făcute de Volcov şi alţii, în diferite condiţii tehnice şi geologice, cît şi pe faptul că schijele alicelor pot sfărîma roci mai dure decît duritatea proprie, se poate afirma că rolul important în dislocarea rocii din masiv la săparea cu alice de fontă îl joacă schijele şi nu alicele intacte, care şi-au păstrat forma iniţială.

Procesul de dislocare al particulelor de rocă din masiv, la săparea cu alice de fontă este un proces foarte complicat, unde avem de-a face cu sgîrierea, împungerea, tăierea rocii, strivirea, cu alte cuvinte un întreg complex de deformaţii.

In general, drumul pe care îl face o alică de fontă în timpul forajului poate fi împărţit în patru etape:

In prima etapă o parte din alicele dozate rămîn în spaţiul inelar dintre carotă şi freză, iar altă parte (majoritatea alicelor) se plasează în spaţiul inelar dintre tubul carotier şi pereţii puţului. Prin aceasta, este foarte probabil, că sub freză se află un singur strat de alice.

---

*) Consumurile indicate sînt luate după SUSN.

In a doua etapă intervine sfărimarea alicelor, care este o urmare a acționării asupra alicelor a unei serii întregi de forțe ce întrec capacitatea de rezistență a alicelor. Prin observații speciale s-a putut stabili, că o alică (se au în vedere alicele normale cu duritatea între 64—66, după Rockwell, scara C) de la început, se sparge în două sau trei schije.

In a treia etapă începe procesul de sfărîmare al rocii, datorită faptului că majoritatea alicelor sînt deja transformate în schije.

A patra etapă începe cînd dimensiunile schijelor se micșorează atît de mult încît pe de o parte sînt egale între ele, iar pe de altă parte se află sub limita de a mai putea disloca roca. Această etapă se caracterizează printr-o viteză de avansare redusă și printr-un consum ridicat de energie (la motor).

In legătură cu această expunere, funcția $v=f(t)$ adică variația vitezei de inaintare în timp, va avea o alură bine determinată (fig. 1).

Din fig. 1 rezultă că funcția crește pînă la un maximum, după care scade, asimptotic apropiindu-se de axa x. Maximul funcției $v=f(t)$ este determinat de faptul că pe talpă majoritatea alicelor s-au transformat în schije, care dau maximul de randament la sfărîmarea rocii (numai în cazul alicelor de fontă).

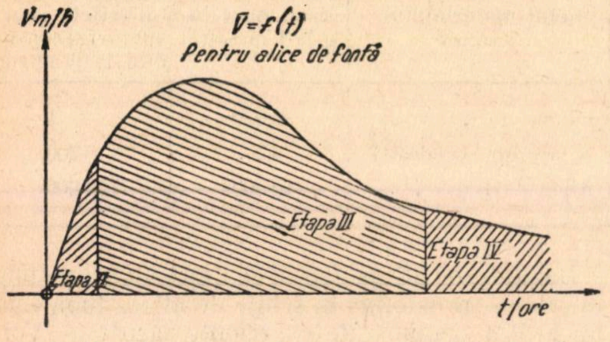


Fig. 1. Variația vitezei de avansare în timp la săpare cu alice de fontă.

Cîteva cazuri posibile de sfărîmare a rocii de către schijele alicelor sînt arătate în fig. 2.

In fig. 2, *b* este arătat momentul de spargere a unei alice în trei părți. Particulele *1* și *3* pot să fie presate atît în freză cît și în rocă, iar particula *2* poate fi presată numai în rocă, în felul acesta sfărîmarea rocii fiind deja începută.

In momentul următor, sub influența mișcării rotative a frezei, particula *1* poate lucra ca și o inserție de Widia, însă numai cîteva fracțiuni de secundă, după care trece în etapa a patra.

Particula *2,* la început este presată în rocă, iar în momentul următor va fi răsturnată în jurul punctului *A* (fig. 2, *c*) dislocînd astfel un volum determinat de rocă din spatele ei.

In cazul cînd o alică se divide în două părți (fig. 2, *d)* sfărîmarea rocii se face analog cu particula *1* (fig. 2, *b*). Particula 2 (fig. *2, d, f)* va reteza ieșiturile, datorită neregularității tălpii.

Părțile ascuțite ale alicelor sînt destul de slabe, în consecință și timpul de acționare asupra rocii este destul de scurt.

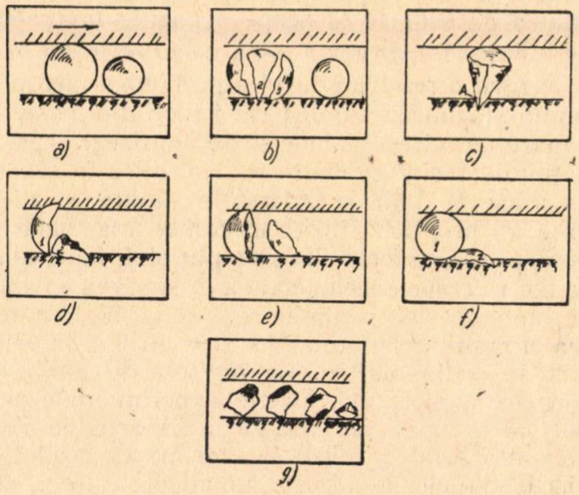


Fig. 2. Cîteva cazuri posibile de sfărîmare a rocii de schijele alicelor.

In urma rezistenței mici a schijei, volumul sfărîmat de către ea este destul de mic; însă procesul de înaintare continuă datorită faptului că pe talpă se află asemenea schije într-o cantitate foarte mare, astfel că și volumul de rocă dislocat va fi relativ mare.

La săparea cu alice de oțel sau cu alice, care au proprietăți mecanice cu mult mai ridicate decît fonta (în general rezistența la compresiune mult mai ridicată) procesul de dislocare al rocii se deosebește în mod radical de același proces de foraj cu alice de fontă.

Rezolvarea acestei probleme este mult ușurată prin studierea teoriilor existente a presiunilor de contact, unde există o oarecare analogie cu forajul cu alice care, în caz general, își păstrează forma inițială de-a lungul unui marș.

Prezentăm mai jos, pe scurt, esența acestor teorii, după prof. L. A. Sreiner.

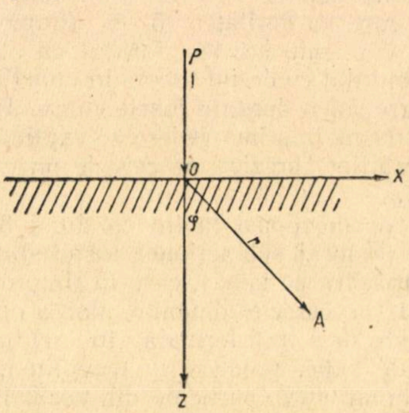


Fig. 3. Forța concentrată acționînd asupra unui corp elastic.

Boussinesq *) pune problema aflării legilor, după care se repartizează eforturile unitare şi deformaţiile în cazul acţionării unei forţe concentrate P asupra unui corp elastic (fig. 3).

Cu ajutorul unghiului φ dintre axa Z şi un vector care pleacă din punctul O de aplicare al forţei în punctul A, se pot scrie eforturile unitare normale în felul următor:

$$\sigma_z = \frac{3}{2}\frac{P}{\pi r^2}\cos^3\varphi$$

$$\sigma_y = \frac{1}{2}\frac{P}{\pi r^2}\left[(1-2\mu)\frac{1}{1+\cos\varphi} - 3\cos\varphi\sin^2\varphi\right] \quad (1)$$

$$\sigma_x = \frac{1}{2}\frac{P}{\pi r^2}(1-2\mu)\left(\cos\varphi - \frac{1}{1+\cos\varphi}\right) \quad (2)$$

în care

$$\varphi = \frac{\pi}{2}$$

$$\sigma_z = 0$$

$$\sigma_y = (1-2\mu)\frac{P}{2\pi r^2}$$

$$\sigma_x = -(1-2\mu)\frac{P}{2\pi r^2}$$

μ — coeficientul lui Poisson.

La suprafaţa corpului, vom avea deformaţia forfecării, datorită faptului că $\sigma_z = -\sigma_x$.

In punctul O de aplicare a forţei, cînd $\varphi = \frac{\pi}{2}$ şi $r = 0$, toate eforturile unitare vor avea o valoare infinită.

Din aceasta reiese că formulele lui Boussinesq, nu sînt valabile pentru punctul de aplicare al forţei P. Această mărginire însă nu poate fi altfel, dacă sarcina este considerată ca forţă concentrată.

Formulele lui Boussinesq sînt valabile numai la o aşa distanţă de punctul de aplicare al forţei, la care legea de repartizare a forţei exterioare P în jurul punctului de origine O, nu influenţează asupra valorii eforturilor unitare.

Inafară de aceasta, forţa concentrată se poate înlocui cu o sarcină uniform distribuită pe o suprafaţă infinit mică. In cazul acesta se poate găsi legea de repartizare a eforturilor unitare şi în punctul de aplicare al forţei exterioare.

La axa de simetrie, cînd $\varphi = 0$, avem:

$$\sigma_z = \frac{3}{2}\frac{P}{\pi r^2}$$

$$\sigma_y = \sigma_x = \frac{1}{4}\frac{P}{\pi r^2}(1-2\mu). \quad (3)$$

Pe axa de simetrie toate eforturile unitare normale sînt de compresiune; deci avem compresiune pe mai multe direcţii.

Dacă se presupune că forţa concentrată este distribuită uniform pe un cerc de rază a la suprafaţa corpului cu intensitatea $p = \frac{P}{\pi a^2}$, se poate calcula efortul unitar normal σ_z la orice distanţă de suprafaţă în funcţie de $\frac{a}{z}$.

Efortul unitar normal este dat de relaţia:

$$\sigma_z = p\left\{1 - \left[\frac{1}{1+\left(\frac{a}{z}\right)^2}\right]^{\frac{3}{2}}\right\}. \quad (4)$$

cînd $z = 0$, $\sigma_z = p$, iar cînd $z = \infty$ $\sigma_x = 0$.

In fig. 4 este reprezentată curba de repartizare a efortului unitar σ_z, o dată cu creşterea distanţei de la suprafaţa de presiune.

Hertz *) pune problema compresării a două corpuri în contact, care au suprafeţe curbe şi care numai în momentul iniţial se ating într-un punct, apoi prin compresiune, sub acţiunea forţei P, primesc deformaţii de ordin plastic, după care ele vor veni în contact pe o suprafaţă oarecare, limitată în caz general de un contur eliptic.

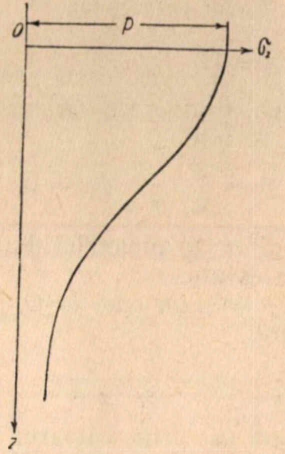


Fig. 4. Variaţia efortului unitar

Această suprafaţă se numeşte suprafaţă de compresiune, iar conturul care o limitează, contur de compresiune.

Analizăm cel mai simplu caz de compresiune a sferei într-o suprafaţă plană, cînd se formează un contur de presiune circular.

După Hertz, suprafaţa de presiune, în acest caz, are formă circulară cu raza:

$$a = \sqrt[3]{\frac{3}{2}(1-\mu^2)\frac{Pr}{E}}, \quad (5)$$

în care P este sarcina totală, iar r, raza sferei.

Această formulă se aplică în cazul compresiunii corpurilor care au constante de elasticitate identice.

Sarcina se repartizează pe suprafaţa de pre-

---

*) Boussinesq, *Application des Potentielles*, Paris, 1885.

*) *Gesammelte Werke T. I.*, Leipzig, 1894.

siune în așa fel încît, în centru acționează presiunea maximă p, iar către contur ea se micșorează treptat pînă cînd devine 0.

Dacă înfățișăm presiunea p_0 la scară cu un segment egal cu a, atunci presiunea pe suprafața de contact va avea formă semisferică (fig. 5), adică legea, după care variază presiunea se exprimă prin formula:

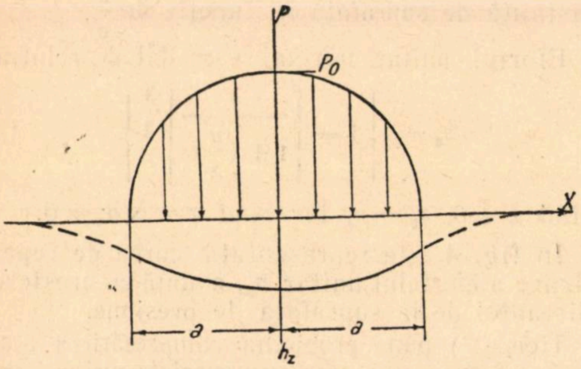


Fig. 5. Repartizarea forțelor pe suprafața de contact.

$$p = \frac{3}{2} \cdot \frac{P}{\pi a^3} \sqrt{a^2 - x^2}, \qquad (6)$$

unde x este distanța punctului dat de la centrul cercului de presiune.

Cînd $x = a$ $p = O$, iar cînd $x = O$, presiunea p atinge maximul.

$$p_0 = \frac{3}{2} \cdot \frac{P}{\pi a^2}.$$

Inlocuind pe a prin valoarea sa din (5), vom avea:

$$p_0 = \frac{1}{\pi} \sqrt[3]{\frac{3}{2} \cdot \frac{E^2}{(1 - \mu^2)^2} \cdot \frac{P}{r^2}}. \qquad (7)$$

Starea de tensiune în cazul presării sferei

Eforturile unitare care apar în urma acțiunii unei forțe concentrate, se pot exprima altfel decît a fost făcut pînă acum. Să considerăm că punctul de origine al axelor corespunde cu punctul de aplicare al forței concentrate (fig. 6).

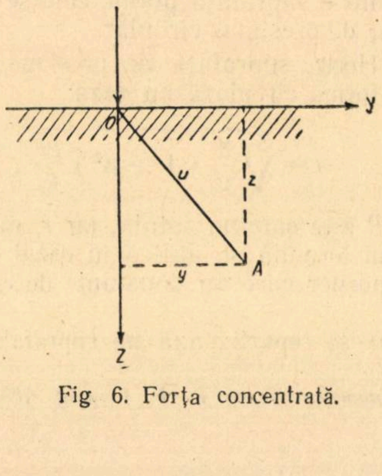


Fig 6. Forța concentrată.

Pentru punctul A cu coordonatele z, y și distanța u

$$u = \sqrt{z^2 + y^2}.$$

In cazul acesta, formulele eforturilor unitare vor fi:

$$\sigma_z = -\frac{3}{2\pi} \cdot P \cdot \frac{z^3}{u^5}$$

$$\sigma_y = -\frac{P}{2\pi}\left[\frac{3zr^2}{u^5} - (1 - 2\mu)\frac{1}{u(u+z)}\right] \qquad (8)$$

$$\sigma_x = -\frac{P}{2\pi}(1 - 2\mu)\left[\frac{1}{u(u+z)} - \frac{z}{u^3}\right].$$

Din aceste formule se poate determina efortul unitar care se naște pe axa de simetrie în cazul presării sferei într-o suprafață plană.

Pentru aceasta, în formulele eforturilor unitare, în locul lui P este necesar să se introducă pdF, adică sarcina care revine unui element de suprafață de contact dF.

In cazul acesta, formula (8) se retranscrie în formă diferențială:

$$d\sigma_z = -\frac{3}{2\pi} \cdot \frac{z^3}{u^5} p\,dF$$

$$d\sigma_y = -\frac{1}{2\pi}\left[\frac{3zr^2}{u^5} - (1 - 2\mu)\frac{1}{u(u+z)}\right] p\,dF \qquad (9)$$

$$d\sigma_x = -\frac{1}{2\pi}(1 - 2\mu)\left[\frac{1}{u(u+z)} - \frac{z}{u^3}\right] p\,dF.$$

Rezolvarea acestor ecuații dă următoarele formule pentru eforturile unitare normale la axa de simetrie:

$$\sigma_x = \sigma_y = -(1 + \mu)\, p_0 \left(1 - \frac{z}{a} \operatorname{arc\,tg} \frac{a}{z}\right) + \frac{p_0}{2} \cdot \frac{a^2}{z^2 + a^2} \qquad (10)$$

$$\sigma_z = -p_0 \frac{a^2}{z^2 + a^2}.$$

La axa de simetrie, toate eforturile unitare sînt de compresiune.

Cînd $z = 0$

$$(\sigma_x)_{z=0} = (\sigma_y)_{z=0} = -\frac{1+2\mu}{2} p_0 \qquad (11)$$

$$(\sigma_z)_{z=0} = -p_0.$$

Dacă $\mu = 0{,}25$, atunci în centrul suprafeței de presiune

$$(\sigma_x)_{z=0} = (\sigma_y)_{z=0} = -0{,}75\, p_0$$

$$(\sigma_z)_{z=0} = -p_0,$$

adică în centrul suprafeței de contact are loc o stare de tensiune apropiată de compresiune pe mai multe direcții.

Eforturile unitare tangențiale în punctul acesta:

$$(\tau_z)_{z=0} = \left(\frac{\sigma_x - \sigma_z}{2}\right)_{z=0} = \frac{-0{,}75\, p_0 - (-p_0)}{2} = 0{,}125\, p_0. \qquad (12)$$

Din formulele (10) reiese că o dată cu creșterea depărtării de la suprafață, toate eforturile unitare normale se micșorează, însă $\sigma_x = \sigma_y$ se micșorează mai repede decît σ_z.

In fig. 7 este arătată variația eforturilor unitare pe axa de simetrie, calculată pe baza formulelor (10). Eforturile unitare tangențiale, dife-

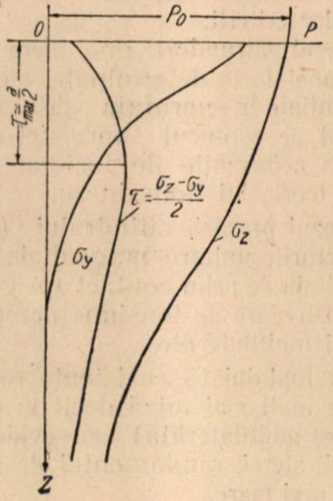


Fig. 7. Repartizarea eforturilor unitare pe axa de simetrie.

rit de cele normale, cresc o dată cu adîncimea. ating un maximum și abia după aceasta încep să se micșoreze.

Acest maximum al eforturilor unitare tangențiale corespunde adîncimii:

$$z = 0{,}47\ a \simeq 0{,}5\ a$$

$$\tau_{max} = 0{,}39\ p_0 \cong 0{,}4\ p_0$$

adică efortul unitar tangențial la adîncimea $z = 0{,}5\ a$ este de trei ori mai mare decît în centrul suprafeței de presiune, cînd $z = 0$.

Repartizarea eforturilor unitare pe suprafața de presiune este arătată în fig. 8.

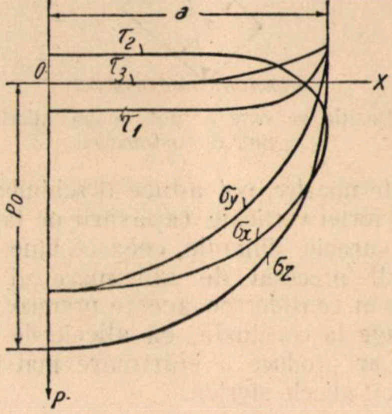


Fig. 8. Repartizarea efortului unitar pe suprafața de presiune

Eforturile unitare tangențiale în acest caz. ating maximul pe conturul suprafeței de comprimare.

La contur:

$$\sigma_x = -\sigma_y = \frac{1-2\mu}{3} p_0 \qquad (13)$$

$$\sigma_z = 0$$

ceea ce corespunde deformației de forfecare, după cum reiese din teoriile lui Boussinesq.

In cazul cînd $\mu = 0{,}25$ $\sigma_x = 0{,}16\ p_0$ $\sigma_y = -0{,}166\ p_0$ efortul unitar tangențial la contur $\sigma = 0{,}166\ p_0$, adică este mai mare decît în centrul suprafeței de presiune.

Așa dar, punctele cele mai slabe în cazul comprimării sferei pe o suprafață plană sînt: pe suprafața de comprimare, conturul ei, iar în interiorul corpului, punctul situat pe axa de simetrie, la distanța $z = 0{,}5\ a$ de la suprafața de comprimare. Prin aceasta, efortul unitar tangențial maxim la axa de simetrie este mai mare decît efortul unitar tangențial maxim la suprafață cu aproximativ de 2,5 ori.

Starea de tensiune în cazul presării cilindrului

In cazul acesta contactul inițial se face pe o linie, iar ulterior pe o suprafață (o fîșie) curbată, limitată de două linii paralele.

După Hertz, jumătatea distanței dintre aceste două linii este:

$$b = 2\sqrt{\frac{2}{\pi}\,(1-\mu^2)\,\frac{Pr}{E}} \qquad (14)$$

unde r este raza cilindrului.

Presiunea maximă care acționează pe linia de mijloc (pe generatoare):

$$p_0 = \sqrt{\frac{1}{2\pi} \cdot \frac{E}{(1-\mu^2)} \cdot \frac{P}{r}} \cdot \qquad (15)$$

In fiecare plan perpendicular pe axa x, situat nu prea aproape de bazele cilindrului, există o stare de tensiune plană, iar presiunea p se repartizează pe fîșia de contact de asemenea în semicerc, ca și în cazul sferei.

Valorile eforturilor unitare normale pe lățimea fîșiei sînt:

$$(\sigma_x)_{z=0} = -2\mu p$$

$$(\sigma_y)_{z=0} = -p \qquad (16)$$

$$(\sigma_z)_{z=0} = -p.$$

Inlocuind pe p cu $p_0\sqrt{1 - \frac{u^2}{b^2}}$, vom avea :

$$\sigma_x = -2\mu p_0\sqrt{1 - \frac{u^2}{b^2}}$$

$$\sigma_y = -p_0\sqrt{1 - \frac{u^2}{b^2}} \qquad (17)$$

$$\sigma_z = -p_0\sqrt{1 - \frac{u^2}{b^2}}.$$

La conturul de presiune cînd $u = b$, toate eforturile unitare normale se transformă în zero,

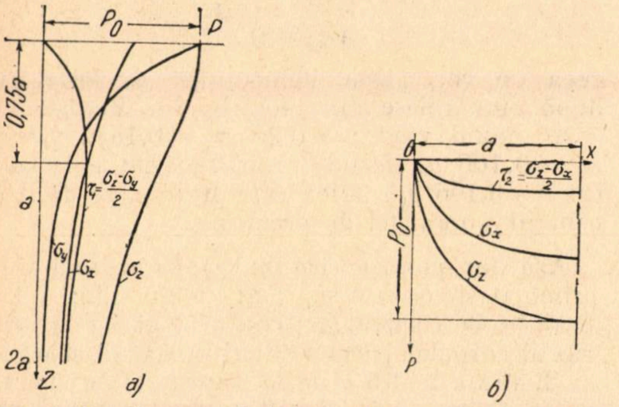


Fig. 9. Repartizarea efortului unitar în cazul presării cilindrului.

iar cînd $u = o$, adică pe mijlocul fîșiei de presiune (pe generatoare) ating maximul :

$$\begin{aligned} \sigma_x &= -2\mu p_0 \\ \sigma_y &= - p_0 \\ \sigma_z &= - p_0 . \end{aligned} \qquad (18)$$

Eforturile unitare tangențiale pe contur de asemenea vor fi egale cu zero, iar în centru vor avea valoarea maximă:

$$\tau = \frac{p_0 (1-2\mu)}{2}.$$

Cînd $\mu = 0,25$

$$(\tau)_{z=o} = 0,25 \, p_0 \cdot$$

Modul de repartizare a eforturilor unitare normale și tangențiale $\tau = \frac{\sigma_z - \sigma_y}{2}$ pe axa de simetrie este arătat în fig. 9, *a*. Și în acest caz eforturile unitare tangențiale ating maximul la o distanță oarecare de suprafață egală cu $z = 0,75 - b$, iar valoarea $\tau_{max} = 0,4 \, p_0$.

In cazul presării unei suprafețe cilindrice, de-a lungul generatoarei, punctele cele mai slabe sînt: la suprafața de presiune, eforturile unitare tangențiale pe linia de mijloc (pe generatoare) iar în interiorul corpului, eforturile unitare tangențiale, care au loc la adîncimea $z = 0,75 \, b$.

Trebuie menționat aici însă faptul că o asemenea rezolvare a problemei mecanismului dislocării rocii la săpare cu alice de oțel este destul de relativă, datorită faptului că teoriile eforturilor de contact ale lui Boussinesq, Hertz și Dinnik, sînt acceptabile numai pentru deformații de ordin plastic, în timp ce aproape toate deformațiile la foraj trec de limitele plasticității. In concluzie, această analogie permite a cunoaște doar legile generale, după care se repartizează forțele și eforturile unitare în corpul dislocat (roca), precum și începutul procesului de sfărîmare al rocii.

Din analiza teoriilor lui Boussinesq, Hertz și Dinnik, se poate trage următoarea concluzie, care ar putea fi valabilă și pentru săpare cu alice de oțel :

In cazul cînd dislocarea rocii se execută cu alice de formă sferică, randamentul de sfărîmare este mult mai ridicat decît în cazul cînd alicele au o formă cilindrică *) (ceilalți parametri fiind constanți). Această concluzie s-a făcut pe baza următoarelor criterii:

a) In cazul pătrunderii unei sfere în rocă, sub influența unei forțe determinate, eforturile unitare tangențiale la suprafața de contact ating maximumul pe conturul suprafeței de presiune, unde avem deformație de forfecare, după cum reiese din teoria lui Boussinesq.

b) In cazul presării cilindrului (pe generatoare) eforturile unitare tangențiale ating maximumul pe linia de prim contact (pe generatoare), unde avem o stare de tensiune apropiată de cea a presiunii multilaterale.

Datorită faptului că rezistența rocilor la forfecare este mult mai mică decît la compresiune (și mai ales multilaterală) este evident că în cazul presării sferei, randamentul de sfărîmare al rocii va fi mai mare.

Trebuie menționat aici însă că această comparație s-a făcut în stare statică. In realitate, sub freză, alicele de formă cilindrică pot fi presate în rocă nu numai pe generatoare, ci și pe bază (cerc).

Datorită acestui fapt, în procesul de rostogolire, alicele pot veni în contact cu roca pe o suprafață mică și ascuțită (fig. 10), ceea ce poate provoca o mărire bruscă a presiunilor de contact.

Inafară de aceasta, dimensiunile neegale (fig. 10, *a* și *b*) ale alicelor, după cum au arătat experiențele noastre, pot aduce o schimbare în caracterul forței verticale (apăsării pe talpă), dîndu-i un caracter dinamic, ceea ce bine înțeles ajută mult procesul de sfărîmare al rocii **).

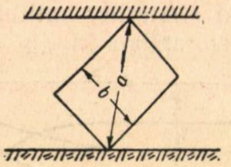


Fig. 10. Poziția pe care o pot ocupa alicele cilindrice în timpul rostogolirii.

Luînd în considerare aceste premize, s-ar putea ajunge la concluzia, că alicele de formă cilindrică ar produce o sfărîmare mai intensă a rocii decît alicele sferice.

---

*) In caz general, alicele de oțel au formă cilindrică, datorită faptului că se obțin prin tăiere din sîrmă de oțel.

**) Aceasta numai în cazul cînd duritatea materialului, din care sînt făcute alicele, este suficient de mare pentru a înlătura deformațiile de ordin plastic.

O justă rezolvare a acestei probleme se poate face, săpînd cu alice de oţel sferice, de dimensiuni diferite (de exemplu 3 mm şi 5 mm, în proporţie de 1 : 1) şi alice cilindrice de aceeaşi dimensiune, unde raza bazei cilindrului să fie egală cu generatoarea. Numai în felul acesta se vor crea condiţii identice (tensiuni identice în rocă) pentru comparaţie, precum şi premize obiective pentru a trage concluzii cît mai apropiate de realitate.

In baza studierii tensiunilor de contact, care au loc în rocă prin presarea unei sfere şi în baza experienţelor de laborator, se poate stabili următorul mecanism de sfărîmare al rocii în cazul forajului cu alice sferice, care nu se deformează în timpul procesului de foraj.

Cînd presiunea pe sferă este mică, ea pătrunde în rocă pe o adîncime relativ mică, care depinde de duritatea materialului din care a fost făcută sfera şi de duritatea rocii.

In cazul acesta avem de a face cu o dislocare superficială (de suprafaţă) şi care se exprimă prin sfărîmarea unui volum mic de rocă, care se găseşte imediat sub sferă.

In faza dislocării superficiale dependenţa dintre forţa de apăsare pe sferă şi viteza de foraj variază aproape liniar.

Pe măsură ce forţa de apăsare pe sferă se măreşte, se întîlneşte o fază intermediară, de trecere, care însă de foarte multe ori (mai ales la forajul cu alice) nici nu se observă. Continuînd a mări forţa de apăsare, înafara conturului de contact încep să apară fisuri în rocă (fig. 11).

Punctul de ivire al fisurilor în rocă indică începutul unei noi faze, a fazei de dislocare volumetrică.

In faza dislocării volumetrice concomitent cu dislocarea superficială, în adîncime, pe axa de simetrie *x*, se formează o zonă de sfărîmare preliminară. Această zonă are loc la o adîncime egală cu 0,5 *r* (*r* fiind raza sferei) şi se datoreşte faptului că în acest punct forţele tangenţiale au valoarea maximă.

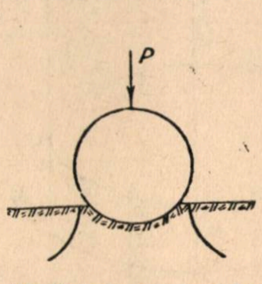


Fig. 11. Fisuri care apar în rocă în cazul presării unei sfere.

Datorită zonei de sfărîmare preliminară în faza de sfărîmare volumetrică, dependenţa dintre forţa de presare şi volumul sfărîmat nu mai este liniară ca în cazul fazei superficiale, ci parabolică ($v = p^n$).

Din punct de vedere al sfărîmării rocilor la săpare se prezintă deosebit de interesantă o comparaţie a dependenţelor $v = f(P)$ dintre apăsarea pe talpă şi viteza de foraj cu alice, stabilite în condiţii de laborator *) şi verificate pe teren în Donbass şi Krivoi-Rog.

In fig. 12 se arată dependenţele $v = f(P)$ pentru alice cu diferite proporţii (din fontă, oţel marca St-20 şi oţel foarte dur, marca SH, bile de la lagărele cu bile) însă cu aceleaşi dimensiuni.

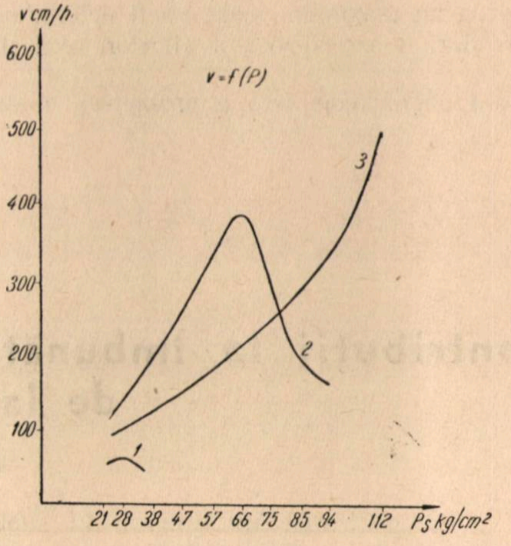


Fig. 12. Dependenţa dintre viteza de avansare şi apăsarea pe talpă pentru diferite sorturi de alice.

Din diagrama prezentată, se poate vedea, că o dată cu creşterea apăsării pe talpă, viteza de foraj creşte în cazul întrebuinţării alicelor de fontă (curba *1*), pînă la un maximum, după care, în legătură cu o măcinare prea intensă a alicelor, ea scade, căutînd să devină asimptotă la axa *x*.

Curba 2 (fig. 12), care reprezintă funcţia $v = f(P)$ pentru forajul cu alice de oţel (de formă cilindrică), variază, relativ după aceleaşi legi ca şi curba *1*, adică mărind presiunea pe talpă, viteza de foraj creşte, atinge maximum, apoi scade. Această variaţie se explică prin faptul că alicele suportînd o sarcină mai mare de 66 kg/cm² **) suferă deformaţii serioase de ordin permanent. Aceste deformaţii duc la o mărire a suprafeţei de contact dintre alice şi rocă, deci la o micşorare a tensiunilor în rocă în urma căreia şi viteza de foraj va scade.

O comportare, radical diferită însă, se observă la forajul cu alice fabricate dintr-un material foarte dur și care nu se deformează în procesul de foraj.

---

*) Datele mai sus prezentate, au fost obţinute cu freză din oţel marca St-3, corespunzător cu OL 38-OL 42 din STAS.

**) Kg pe centimetru patrat din suprafaţa bazei frezei.

Aici dependența este de ordin parabolic (curba *3*, fig. 12).

Această comportare se datorește zonei de dislocare preliminară, care în faza de dislocare volumetrică face ca o creștere a apăsării să producă o creștere mult mai mare a vitezei de foraj.

Trebuie menționat însă că și această curbă va avea un maximum, care va fi determinat de către duritatea reciprocă a alicelor, rocii și frezei.

Soluționarea completă a problemei mecanismului de dislocare a particulelor din rocă, în cazul săpării cu alice, este destul de complicată.

Intervenția Academiei de Științe a R.P.R. este dorită și necesară pentru o cît mai rapidă rezolvare a acestei probleme, care are o importanță foarte mare pentru mărirea vitezei de foraj.

Bibliografie

Sreiner L. A.: Bazele fizice ale mecanicii rocilor, Moscova, 1950.

Stan Ș.: Studiul parametrilor optimali ai regimului de foraj cu alice în roci dure și extradure, Moscova, 1954.

Contribuții la îmbunătățirea instalațiilor pneumatice de la mina Anina

Ing. **Anton Bacu**

Prin intensificarea mecanizării în subteran și prin aceasta a necesarului de aer comprimat, a fost nevoie să se mărească numărul compresoarelor și secțiunea conductelor de aer comprimat. Multe exploatări care, în interesul producției, au mărit numărul consumatorilor pneumatici, relevă o criză de aer comprimat care se constată mai ales în punctele îndepărtate de compresoare. Punînd în funcție și compresoarele de rezervă, criza de aer comprimat persistă deseori.

Din experiență, se constată că deseori se neglijează adaptarea rețelei la un consum mărit de aer comprimat. Astfel secțiunea conductelor devine insuficientă, ceea ce duce la pierderi mari de presiune și în consecință presiuni prea mici la consumatori.

Cînd exploatarea nu dispune de un plan bine studiat de amplificare a rețelei de aer comprimat se recurge de obicei la conducte paralele, conducte conectate în inel, legătură între diferite stații de compresoare etc., așa încît rețeaua devine foarte complicată și cauza presiunii scăzute se poate cu greu constata.

In astfel de cazuri, rețeaua de aer comprimat trebuie redusă la o formă simplă unde deficiențele sînt ușor de constatat, putînd astfel trece la remedierea lor.

Modul cum trebuie rezolvată problema rețelei unei mine deficitare în aer comprimat, o vom arăta pe baza experienței de la mina Anina.

Rețeaua de aer comprimat a minei Anina este arătată în fig. 1. Cele trei puțuri nr. *1, 2 și 4* au fiecare cîte o stație de compresoare, la orizontul *VI*, o conectare în inel care face legătură între cele trei stații, iar legăturile între orizonturile *VI* și *VII* prin conductele puțurilor *1*, aux. *6* și aux. *4 a*, formează alte conectări în inel. Din această cauză, deși presiunea aerului comprimat în apropierea stațiilor de compresoare era satisfăcătoare, în locurile de muncă mai îndepărtate se observă lipsa presiunii aerului comprimat.

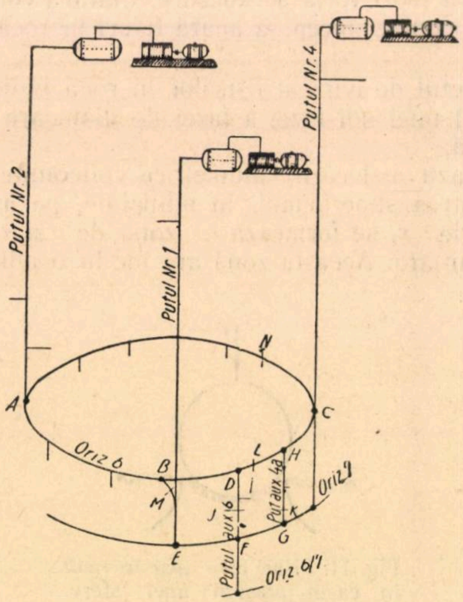


Fig. 1. Rețeaua principală de aer comprimat la mina Anina.

Măsurile luate pentru îmbunătățirea situației au fost următoarele:

1. Desființarea conectărilor în inel.
2. Separarea rețelei de aer comprimat a minei în așa fel încît fiecare stație de compresoare să-și aibă cîmpul său de acțiune.
3. Reglarea presiunii aerului comprimat în rețea, pentru a ridica presiunea la consumatorii mai îndepărtați de stația de compresoare.

1. Desființarea conectărilor în inel

Deseori, cînd este criză de aer comprimat, exploatările recurg la conectarea conductelor în inel, deși prin aceasta nu-și ajung scopul. Dacă cele două ramuri ale unei conducte în inel au același diametru, însă lungimi diferite pînă la consumator, scăderea de presiune, respectiv presiunea aerului la consumator, va fi determinată de ramura mai scurtă a conductelor. Aerul din ramura mai lungă nu va putea avansa față de această presiune mai mare, decît cu viteză redusă; deci ramura mai lungă nu va furniza decît foarte puțin aer. O verificare precisă a conductei în inel va arăta de cele mai multe ori că nu corespunde: în acest caz nici reglajul presiunii din rețea nu poate da rezultate pînă nu se prevăd secțiuni corespunzătoare ale conductelor.

Analizînd rețeaua principală din fig. 1, rezultă conectările în inel *A.B.C.*, *B.D.E.F.* și *D.F. G.H.*, conectările în inel au fost desființate prin aplicarea și închiderea ventilelor în punctele *L, I* și *K*.

2. Separarea rețelei de aer comprimat a minei pe stație de compresoare

Prin închiderea ventilelor în punctele *M.N.L.I.* și *K.*, s-a separat rețeaua subterană în trei părți, fiecare afectată unei stații de compresoare, fără ca aerul comprimat de la o stație să se întîlnească cu cel de la o stație vecină.

Legătura între două stații de compresoare prezintă un avantaj în cazul în care una din stații, respectiv rețeaua ei, este deficitară de aer comprimat — a doua putînd să-i vină în ajutor.

Ca dezavantaj cităm:

Controlul dificil al stării rețelei și posibilități mărite de scădere a presiunii pe întreaga mină. Aceste posibilități cresc cu cît mina este mai mare, respectiv rețeaua de aer comprimat mai întinsă. Este suficient că într-un loc să fie o conductă ruptă, pentru ca la întreaga mină să scadă presiunea aerului comprimat.

Desigur, că repartizarea consumatorilor pneumatici pe stații de compresoare trebuie executată în mod judicios pentru a nu avea stații suprasolicitate și altele cu consumatori prea puțini față de capacitatea stației.

Se dovedește în practică, că sectorul miner care își are stația proprie de compresoare se îngrijește mai mult de o utilizare rațională a aerului comprimat decît în cazul cînd mai multe sectoare sînt legate de o conductă principală comună de aer comprimat. In cazul presiunii scăzute din cauza diferitelor deranjamente poate fi ușor găsită cauza deficienței la compresoare sau în rețea.

La mina Anina, prin despărțirea rețelei de aer comprimat și reglarea presiunii în rețea, presiunea la lacul cel mai îndepărtat (fig. 1) de la orizontul *VII/VIII* a crescut cu 0,8 at.

3. Reglarea presiunii aerului comprimat în rețea

Orice conductă, opune o rezistență scurgerii aerului comprimat, care crește în primul rînd odată cu lungimea conductei. Pentru învingerea acestei rezistențe trebuie să acceptăm o scădere de presiune, între compresor și consumator. Presiunea la compresor trebuie să fie deci mai mare ca la consumator și anume cu atît mai mare cu cît consumatorul se găsește mai departe. La depărtări diferite ale consumatorilor, va rezulta o presiune peste cea normală pentru consumatorii din imediata apropiere a compresoarelor ceea ce are următoarele dezavantaje:

1. Utilizarea nerațională a aerului comprimat în mașini și ca atare un consum prea mare.
2. Mărirea pierderilor prin neetanșeități, care cresc proporțional cu presiunea.
3. Uzajul prematur al mașinilor și prin aceasta mărirea consumului de aer comprimat.
4. Un surplus de aer comprimat aparent la locurile de muncă din apropierea compresorului, care îndeamnă la risipirea ușuratecă a aerului comprimat.

Acest consum majorat în apropierea compresorului determină o criză de aer comprimat la locurile de muncă mai îndepărtate de compresor. Această criză de aer se manifestă printr-o scădere exagerată de presiune, deoarece începutul conductei este prea solicitată.

Teoretic, s-ar putea ca ramificațiile conductei principale să aibă spre locurile de muncă din apropierea compresoarelor secțiunea redusă, respectiv cu scădere mare de presiune, iar ramificațiile în punctele îndepărtate să aibă secțiunea mai mare, deci scăderea mică de presiune, așa încît presiunea finală să fie aceeași la toți consumatorii. Această metodă însă, ar fi aplicabilă numai în cazul cînd consumul de aer ar rămîne constant la toate locurile de muncă. Orice variație de consum ar impune o nouă adaptare a întregii conducte, ceea ce este practic imposibil de realizat.

O altă posibilitate o oferă ventilele pentru reducerea presiunii care, aplicate în toate ramificațiile, mențin presiunea constantă la locurile de muncă, indiferent de debitul ramificației sau al presiunii din conducta principală. In privința menținerii constante a presiunii, acest procedeu este bun, are însă dezavantajul că ventilele de reducție sînt sensibile pentru exploatările miniere, pe lîngă faptul că sînt și scumpe. Un reglaj atît de perfect al presiunii cum este cazul cu ventilele de reducţie nu este necesar, căci se realizează economii şi în cazul variaţiilor mici de presiune. Pentru aceasta este suficientă aplicarea unor strangulări locale în ramificaţii obţinute prin folosirea de ajutaje sau diafragme. Diafragmele sub forma unui disc pot fi uşor montate între două flanşe şi uşor înlocuite cu unele de altă secţiune în cazul variaţiei debitului de aer.

Pe lîngă reglajul presiunii, aceste strangulări mai oferă marele avantaj de a nu permite consumuri exagerate care să afecteze întreaga reţea a minei, cînd se rupe de exemplu o conductă, căci diafragma limitează debitul maxim de aer.

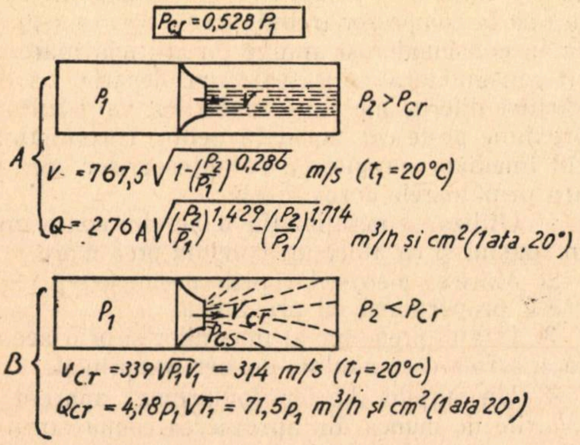

$p_{cr} = 0,528\,p_1$
p_1
$p_2 > p_{cr}$
A
$v = 767,5\sqrt{1-\left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{0,286}}$ m/s ($t_1 = 20°C$)
$Q = 276\,A\sqrt{\left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{1,429} - \left(\frac{p_2}{p_1}\right)^{1,714}}$ m³/h şi cm² (1 ata, 20°)
p_1
v_{cr}
p_{cs}
$p_2 < p_{cr}$
B
$v_{cr} = 339\sqrt{p_1 v_1} = 314$ m/s ($t_1 = 20°C$)
$Q_{cr} = 4,18\,p_1\sqrt{T_1} = 71,5\,p_1$ m³/h şi cm² (1 ata 20°)

Fig. 2.

Pentru lămurirea procesului de strangulare locală, să analizăm scurgerea aerului printr-un ajutaj, conform fig. 2. In exemplul *A*, după formula:

$$Q = 276\,p_1\sqrt{\left(\frac{p_2}{p_1}\right)\ 1{,}429 - \left(\frac{p_2}{p_1}\right)\ 1{,}714},\ \mathrm{m^3/h}$$

şi cm² (1 at, 20° C).

Debitul Q corespunzător unui cm² din secţiunea ajutajului este în funcţie de presiunea p_1 înaintea ajutajului şi de raportul presiunii p_2 după ajutaj şi p_1, debitul se măreşte odată cu creşterea lui p_1, şi micşorarea lui p_2, în raport cu p_1. Această relaţie nu mai este justă cînd p_2 devine foarte mic şi scade sub presiunea critică.

$$p_{cr} = 0{,}528\ p_1\ .$$

Dacă în exemplul *B* presiunea după ajutaj scade sub presiunea critică ($p_2 < p_{cr}$), la ieşirea din ajutaj se stabileşte de la sine —întotdeauna — numai presiunea p_{cr}. Astfel, diferenţa de presiune care antrenează curentul de aer nu poate întrece niciodată $p_1 - p_{cr}$, limitînd prin aceasta debitul ajutajului. Presiunea p_2 poate scădea ori cît de mult (de exemplu, în cazul unei ruperi de conductă) debitul nu va întrece niciodată:

$$p_{cr} = 71{,}5\ p_1\ ;\ \mathrm{m^3/h}\ \text{şi}\ \mathrm{cm^2}\ (1\ \text{at}\ 20^0\mathrm{C})$$

care nu depinde decît de presiunea p_1 înaintea ajutajului. Formulele sînt juste teoretic, pentru o scurgere fără fricţiune şi fără strangularea vînei de aer; debitul real este numai 96% din valorile obţinute teoretic, aşa încît rezultatele obţinute teoretic trebuie înmulţite cu 0,96.

Din diagrama din fig. 3 se pot extrage debitele pentru 1 cm² secţiune la diferite presiuni.

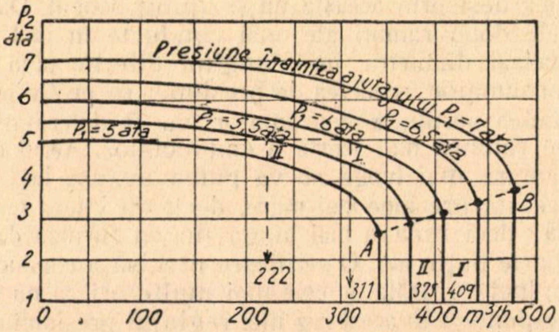


Fig. 3.

Linia *AB*, marchează limita raporturilor critice de presiune. Prin două exemple, se va lămuri utilizarea diagramei:

I. Presiunea înaintea ajutajului $p_1 = 6$ at.
Presiunea după ajutaj $p_2 = 5$ at.

In acest caz, scurgerea printr-un ajutaj de 1 cm² secţiune este de 311 m³/h aer aspirat la 1 ata şi 20°C. Debitul maxim la scăderea totală a presiunii p_2 va fi de 409 m³/h deci cu un maximum de 31,5% mai mult decît normal.

II. $p_1 = 5{,}5$ ata
$p_2 = 5{,}0$ ata

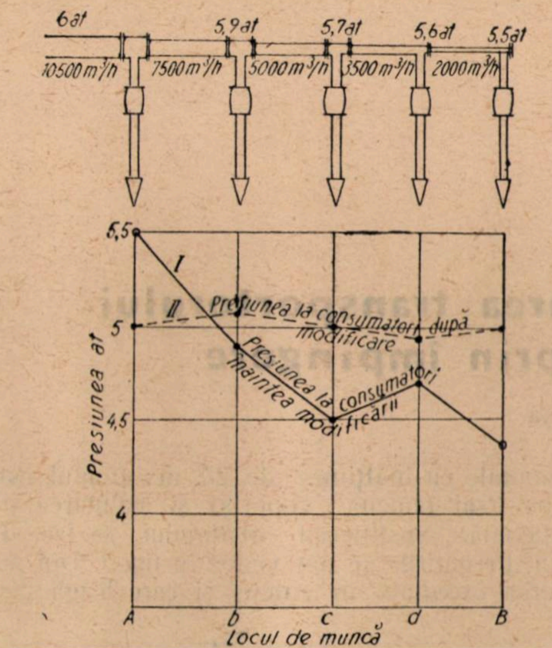
Debitul normal pe cm² este de 222 m³/h şi cel maxim 375 m³/h. In cazul aplicării diafragmelor, debitul este de numai 2/3 din cel al ajutajelor; în exemplul I va fi deci 207 m³/h şi în exemplul II, 148 m³/h.

Prin transformări simple se poate deduce din diafragmă secţiunea necesară ajutajului la diferite presiuni şi debite. De exemplu pentru un debit de 4500 m³/h şi presiunile $p_1 = 6$ ata şi $p_2 = 5$ ata (I) să se găsească secţiunea necesară a ajutajului. Pentru 1 cm², debitul este de 311 m³/h, secţiunea necesară este deci:

$$S = \frac{4500}{311} = 14{,}45\ \mathrm{cm^2}\,.$$

Dacă se aplică o diafragmă în locul ajutajului, secţiunea devine:

$$S' = 14{,}45 \times \frac{3}{2} = 21{,}7\ \mathrm{cm^2}.$$



Consumul normal	3000 m^3/h	2500 m^3/h	1500 m^3/h	1500 m^3/h	2000 m^3/h
Consum maxim de ex. cînd se rupe o conductă	4000 m^3/h	3290 m^3/h	2150 m^3/h	2240 m^3/h	3380 m^3/h

Fig. 4.

Intre punctele *A* şi *B* (fig. 1) fiind mai mulţi consumatori pe o distanţă de 1200 m s-au aplicat ajutaje conform graficului din fig. 3. Rezultatele obţinute sînt arătate în diagrama din fig. 4 unde curba I indică presiunile la locurile de muncă, înaintea aplicării ajutajelor, iar curba II, cele după aplicarea ajutajelor. La consumatorii din apropierea staţiei de compresoare a scăzut presiunea de la 5,5 ata la 5 ata, iar la cei din apropierea punctului *B*, presiunea a crescut de la 4,4 ata la 5 ata.

In tabela 1 sînt cuprinse datele caracteristice care au servit la dimensionarea diafragmelor aplicate.

Concluzii

Intensificarea mecanizării în subteran impune majorarea debitului de aer comprimat. Se impune o raţionalizare a reţelei principale de aer comprimat. Forma complicată a reţelelor face dificilă rezolvarea problemei. Se arată metode ce trebuie aplicate pentru a îmbunătăţi structura reţelelor de aer comprimat, uniformizarea presiunii la consumatori, repartizarea raţională a volumului de aer comprimat cît şi simplificarea controlului reţelelor.

Tabela 1

Locul de muncă	p_1 ata	p_2 ata	Debit normal, m^3/h cm^2	Debit. maxim, m^3/h cm^2	Suprafaţa diafragmei cm^2	Consum normal, m^3/h	Consum maxim, m^3/h
A	6	5	311	411	9,7	3 000	4 000
b	5,9	5,1	311	411	8,0	2 500	3 290
c	5,7	5	270	385	5,6	1 510	2 150
d	5.6	4,9	255	380	5,9	1 500	2 240
B	5,5	5	222	375	9,0	2 000	3 380

★

К ВОПРОСУ УЛУЧШЕНИЯ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ УСТАНОВОК ШАХТЫ АНИНА

Интенсификация механизации в подземных работах ведет к увеличению сжатого воздуха. Необходима рационализация основной сети сжатого воздуха. Сложная форма сети вызывает затруднения при разрешении данного вопроса.

Приводятся методы, применение которых является необходимым для улучшения структуры сетей сжатого воздуха, уравновешивания давления у потребителей, целесообразного распределения сжатого воздуха, а также упрощения контроля сетей.

BEITRAGE ZUR VERBESSERUNG DER IN BERGWERK ANINA VORHANDENEN DRUCKLUFTEINRICHTUNGEN

Die fortschreitende Mechanisierung unter Tage verlangt immer gössere Druckluftmengen. Es ist eine zweckmässige Gestaltung des Hauptdruckluftnetzes erforderlich. Hierzu ist aber zu bemerken, dass die komplizierte Form aller Druckluftnetze besondere Schwierigkeiten bereitet.

Es werden die Methoden dargelegt, die angewandt werden müssen, um eine bessere Gestaltung der Druckluftnetze, einen gleichförmigen Druck an den Verbrauchsstellen, eine zweckmässige Verteilung der Druckluftmengen und eine einfachere Überwachung aller Druckluftnetze zu erreichen.

Metoda de lucru cu mutarea transportorului în frontul de lucru prin împingere

Ing. C. Cenuşă

Printre sarcinile ce s-au desprins în şedinţa colegiului lărgit al M.I.C. din 30—31 iulie 1955, în vederea aplicării tehnicii noi şi metodelor avansate de lucru, este şi aplicarea şi extinderea acestei metode.

In principiu, metoda constă în menţinerea transportorului din abataj lîngă frontul de lucru şi mutarea lui prin simplă împingere după fiecare fîşie abatată. Pentru protejarea transportorului datorită împuşcării, cum şi supraîncărcării cu cărbune, el se acoperă pe întreaga lungime cu capace din lemn lungi de 2 m. După împuşcare, aceste capace se ridică pe rînd, începînd de la capul de acţionare al transportorului. In acest fel se uşurează foarte mult operaţia de încărcare, deoarece 60—70% din cărbunele rezultat prin abatare, cade pe transportor şi se evacuează direct. Totodată, se reduc posturile de demontare şi remontare a transportorului, această oeraţie reducîndu-se la o simplă împingere cu ajutorul unor răngi, operaţie ce durează 15—20 minute.

Această metodă se aplică în prezent în abatajul frontal Lupeni, orizontul nr. 5 vest din str. 3 blocul IV. sect. III. Aplicarea metodei a început la data de 12.X.1955 şi rezultatele obţinute pînă acum ne arată avantajele pe care le prezintă.

In cele ce urmează, vom arăta condiţiile în care se aplică metoda, modul cum au fost rezolvate anumite probleme tehnice, rezultatele obţinute pe acest interval şi concluziile principale ce s-au desprins.

Condiţiile de zăcămînt. In acest bloc, stratul 3 are o grosime pe normală cuprinsă între 15—35 m şi o înclinare de 15—20°. Cărbunele are tăria medie şi prezintă concreţiuni de sferosiderită, în special în partea culcuşului. Abatajul 5 vest se află în partea vestică a blocului unde cărbunele este mai compact şi stratul are o grosime mai redusă, lungimea frontului fiind de 20—30 m.

Metoda de exploatare (fig. 1). Exploatarea se face prin abataje frontale orizontale. Metoda constă în împărţirea stratului în mai multe felii orizontale cu înălţime de 2,7 m; frontul este transversal (culcuş coperiş) şi înaintarea direcţională. Susţinerea abatajului se face în lemn. Pregătirile se pot vedea în fig. 1. Din suitoarea executată în culcuş şi care leagă cele două galerii transversale se sapă un preabataj transversal pînă în culcuş; din acesta un preabataj direcţional pe culcuş pînă la limita de unde începe abatajul; aici se execută preabatajul transversal din care porneşte frontul. La coperiş, se execută un preabataj din suitoarea de sub coperiş. Aerajul, transportul cărbunelui şi transportul materialului, sînt indicate în fig. 1.

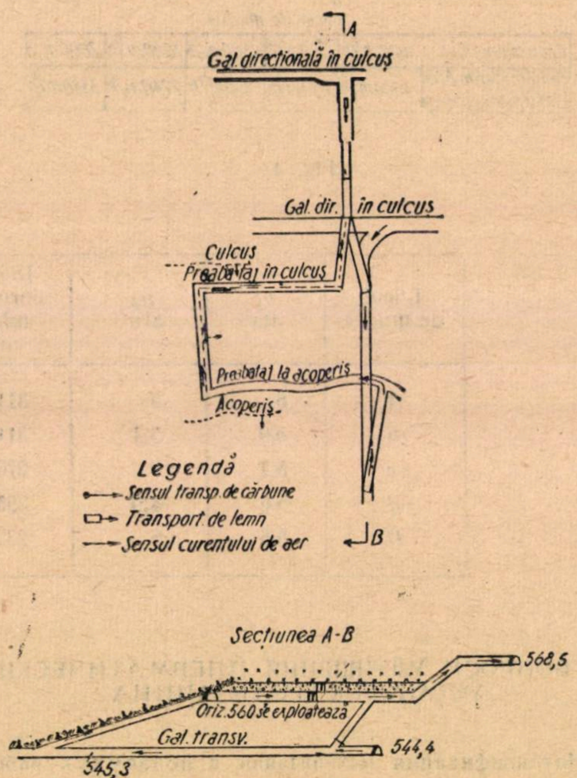


Fig. 1. Abataj cu front lung orizontal.

Tăierea. Tăierea se face cu explosiv şi ciocanul pneumatic de abataj. Explosivul folosit —

dacita — aprindere electrică cu aprinzătoare cu întîrziere (Schaffler.) Deoarece tavanul artificial pe anumite porţiuni s-a prezentat slab, împuşcarea s-a făcut în mai multe reprize, numărul găurilor împuşcate într-o repriză fiind de 8—10.

Transportul cărbunelui se face cu transportoare de tip SKR-11 atît în abataj, cît şi în preabataj, pînă la rostogol.

Armarea. Problema principală pentru aplicarea acestei metode, o formează armarea frontului de lucru, deoarece trebuie găsită forma de armare care să prezinte siguranţă completă şi să permită o susţinere pe o distanţă de 1,6 m de la frontul de lucru, care să nu necesite stîlpi în faţa transportorului, pentru a permite mutarea spre front şi acest lucru cu atît mai mult în cazul cînd se lucrează sub tavan artificial.

Inainte de aplicarea metodei descrise, armarea se face cu grinzi lungi de 3 m şi dispuse paralel cu frontul de lucru, fiecare grindă fiind completată cu 3 stîlpi. Afară de aceasta, armarea se mai întărea cu juguri dispuse perpendicular pe frontul de lucru. Incercările de a se menţine aceeaşi armare, adică grinzi paralele pe frontul de lucru, nu au dat rezultate satisfăcătoare şi astfel, s-a trecut la armarea cu grinzi perpendiculare pe frontul de lucru. In fig. 2 se poate vedea sistemul de armare, care se aplică în prezent. Armarea se face imediat, după ce s-a putut face loc pentru ridicarea grinzilor. Grinzile au o lungime de 2,5 m şi se aşează perpendicular pe direcţia frontului de lucru şi în cîmpuri de 1,2 m. In partea frontului, grinda se sprijină în piluğă, iar în celălalt capăt, se montează primul stîlp al grinzii (secţiunea *I—II*). După aceasta, se continuă evacuarea totală a cărbunelui. Cînd s-a terminat evacuarea totală a cărbunelui, se face mutarea transportorului lînga front şi apoi se completează fiecare grindă cu cel de al doilea stîlp (fig. *2, d*). După cum se observă, în fig. *2, a*, grinzile sînt juxtapuse pe o distanţă de 1,2 m, acest lucru neputînd fi evitat în cazul armării în lemn şi tavanul artificial sau coperişul slab. După abatarea a două cîmpuri în acest fel, deschiderea maximă este de 4 m şi se face operaţia de răpire.

Organizarea lucrului în abataj. La începutul schimbului I, frontul se găseşte împuşcat (fig. 2,*b*) lucru ce a fost făcut spre sfîrşitul schimbu-

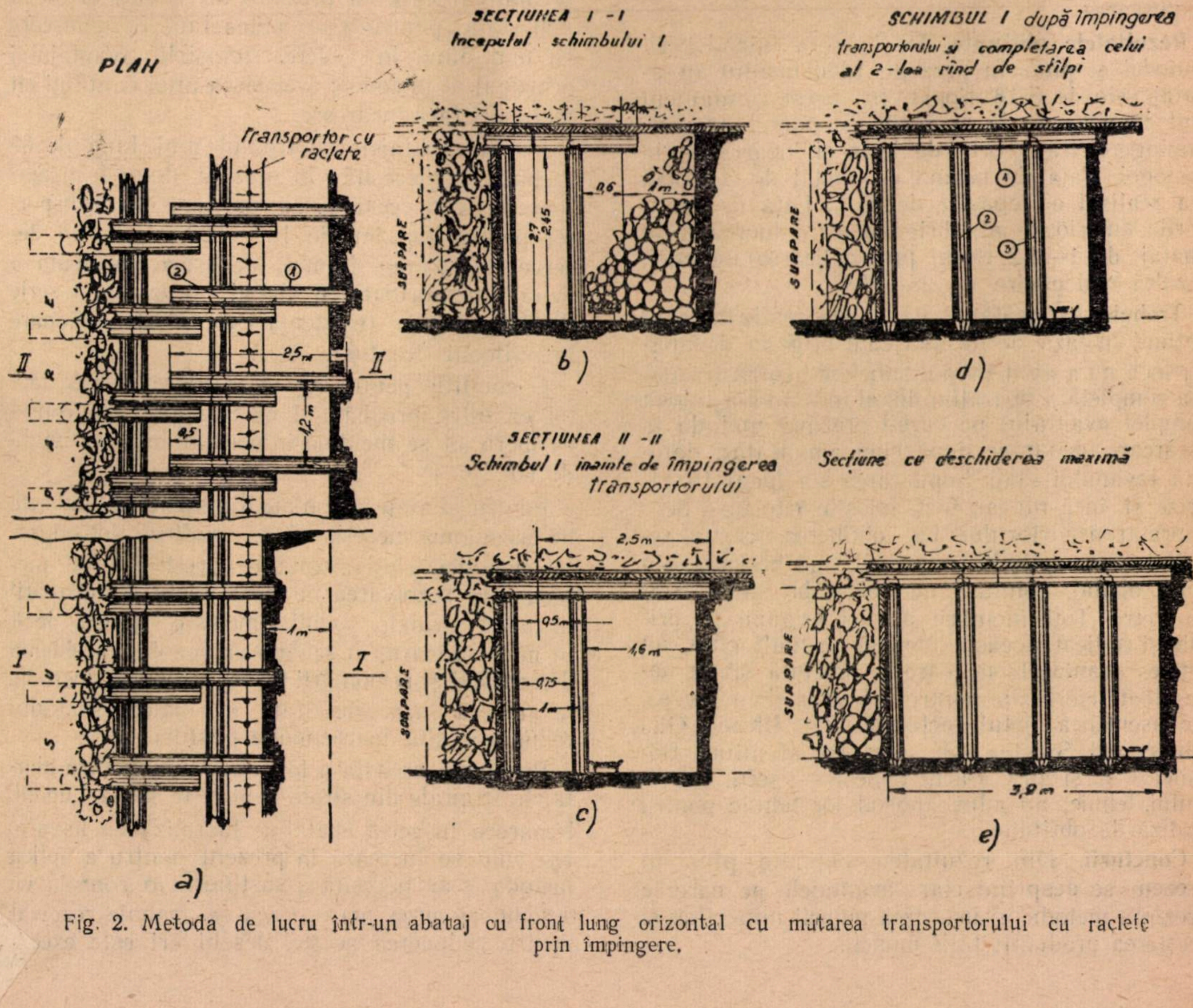

PLAN
transportor cu raclete
2,5m
1,2m
0,5
1m
II
II
I
I
a)
SECŢIUNEA I - I
Inceputul schimbului I
SURPARE
0,6
2,7
2,45
1m
b)
SCHIMBUL I după împingerea transportorului şi completarea celui al 2-lea rînd de stîlpi
SURPARE
d)
SECŢIUNEA II - II
Schimbul I inainte de împingerea transportorului
2,5m
0,5
1,6m
0,75
1m
SURPARE
c)
Secţiune cu deschiderea maximă
SURPARE
3,9m
e)

Fig. 2. Metoda de lucru într-un abataj cu front lung orizontal cu mutarea transportorului cu raclete prin împingere.

lui III. Brigada din schimbul de tăiere este compusă obişnuit din 12 oameni, din care opt lucrează în frontul de lucru propriu-zis, iar cîte doi oameni la extragerea triunghiurilor de la coperiş şi culcuş. Uneori aici au fost plasaţi chiar şase oameni, deci în total au fost 14, deoarece lungimea acestor triunghiuri nu este constantă. Important este ca acesta să fie întotdeauna în linie cu frontul de lucru şi deci plasarea lor să se facă în mod regulat cu numărul necesar de oameni pentru a ţine pas cu înaintarea frontului.

Oamenii din abataj execută operaţiile de tăiere, încărcare, armare şi împingerea transportorului. Impingerea se face de către toţi oamenii din front cu ajutorul unor răngi din fier, operaţia făcîndu-se în 15 min. Toate aceste operaţii se termină într-un schimb. In schimul următor se poate face din nou aceeaşi operaţie. Pentru faza de început pînă la obişnuirea oamenilor cu metoda de lucru, schimbul II a fost liber pentru revizii, reparaţii sau eventuale întîrzieri din schimbul I.

In schimbul III se execută operaţia de răpire de către o brigadă formată din patru oameni, iar la sfîrşitul schimbului se face perforarea şi împuşcarea.

Rezultatele obţinute. De la data introducerii metodei şi pînă în prezent, randamentul în abataj este de 5,18 t/post. In acest randament sînt cuprinse toate posturile de tăiere, armare, împingere, transport de lemn şi încărcarea la rostogol. Faţă de norma de abataj de 3 t/post s-a realizat o depăşire de 73%. Faţă de realizările anterioare ale brigăzii, care lucrează în abataj, de 4—4,2 t/post prin aplicarea metodei, rezultă o depăşire de 25—30%.

Trebuie să arătăm că aceste realizări s-au obţinut în faza de început cînd brigada de abataj încă nu a avut timpul suficient pentru însuşirea completă a operaţiunilor şi încă nu s-a folosit complet avantajul pe care-l prezintă metoda la încărcare, deoarece după cum am arătat, datorită tavanului slab, împuşcarea s-a făcut în reprize şi încă nu au fost folosite capacele deasupra transportorului. La obţinerea acestor rezultate a contribuit, în primul rînd brigada din acest abataj, condusă de tînărul brigadier Spînu Petre. Toţi membrii acestei brigăzi au primit şi aplicat această metodă cu mult elan, au înţeles avantajele pe care le prezintă şi au depus toate eforturile pentru aplicarea ei cu succes. De asemenea, şeful sectorului ing. Iliescu Gh., tehnicianul Svistea Gh., ing. şef al minei Bocancios I. şi ing. Pachi Ernest — şeful serviciului tehnic, au adus aportul lor tehnic pentru realizările obţinute.

Concluzii. Din rezultatele obţinute pînă în prezent se desprind clar avantajele pe care le prezintă metoda în uşurarea muncii minerilor şi creşterea productivităţii muncii.

Condiţia principală pentru aplicarea metodei este realizarea armării cu grinzi perpendiculare pe frontul de lucru şi susţinere în consolă. Putem afirma, că, acolo unde se realizează această susţinere, împingerea transportorului va rezulta imediat ca o necesitate. Deoarece realizarea acestei susţineri în lemn este mai dificilă şi în multe cazuri rezultă un consum ceva mai ridicat de lemn, ceea ce trebuie necondiţionat să se realizeze, este armarea metalică cu grinzi dispuse perpendicular pe frontul de lucru şi susţinere în consolă. In această direcţie, un colectiv al minei Lupeni condus de ing. şef Bocancios Ion, a conceput un sistem de grinzi metalice articulate şi în prezent s-a trecut la executarea unui număr necesar pentru introducerea în două abataje frontale. Prin realizarea armării metalice se vor creea condiţii cu mult mai bune pentru aplicarea metodei, înafară de avantajele cunoscute pe care le prezintă armarea metalică.

O altă condiţie este realizarea tavanului artificial (în cazul exploatării în felii la stratele groase). Va trebui să se realizeze o poditură prealabilă, care să prezinte un tavan artificial mai sigur, pentru a se putea face o împuşcare cît mai bună în vederea folosirii avantajului principal al metodei : evacuarea unei cantităţi cît mai mari fără încărcare.

Pentru abatajele cu frontul mai lung de 60 m unde se necesită în prezent două transportoare, este necesar să se realizeze un transportor pentru lungime de 100—120 m care să deservească întreg frontul, deoarece existenţa a două transportoare în abataj prezintă o serie de dezavantaje (existenţa capului de acţionare în mijlocul frontului, etc.).

O condiţie pentru aplicarea metodei este faptul că între preabatajul de transport şi frontul de lucru să se menţină în permanenţă un unghi de 90°.

Pentru abatajele frontale din strate subţiri este de asemenea necesar să se studieze introducerea metodei. Deşi avantajul care-l prezintă metoda prin rezolvarea în mare parte a încărcării în cazul stratelor subţiri, nu este folosit decît în mică măsură, în schimb ar rezolva problema demontării şi remontării transportorului, lucru ce în prezent în aceste strate, din cauza spaţiului redus necesită foarte multe posturi.

Problema aceasta a fost analizată pentru abatajele frontale din strate subţiri la mina Lupeni. Deoarece în acest abataj se lucrează cu havare, aşa cum se lucrează în prezent pentru a aplica metoda, s-ar necesita o susţinere în consolă cu deschidere prea mare. Ceea ce trebuie rezolvat pentru reducerea acestei deschideri este executarea havării cu maşina de havat deasupra transportorului. In acest scop, este necesar un tip de transportor care să permită acest lucru. Această problemă este luată în studiu, în prezent în Valea Jiului.

Prin rezolvarea problemelor arătate mai sus şi în primul rînd problema susţinerii, care este prima şi cea mai importantă, metoda va putea da rezultate cu mult mai bune şi va putea căpăta o extindere cît mai largă.

Minele de aur „Valea lui Stan“

Ing. I. Marin

Extragerea aurului din nisipurile unora dintre rîurile din vechile Ţări Romîneşti — Moldova şi Muntenia — era de mult cunoscută şi practicată, mai ales de către ţiganii cunoscuţi sub numele de zlătari (aurari).

In timpurile mai îndepărtate (sec. XIV—XVII) aurul cîştigat din spălarea acestor nisipuri, era depus vistieriei Domnitorilor cu a căror îngăduinţă se făcea această operaţie, iar mai tîrziu era valorificat liber în oraşe sau pe la tîrgurile ce se ţineau prin diferite localităţi.

Dintre rîurile din ale căror nisipuri s-a recoltat aur, se aminteşte Jiul, Oltul, Argeşul, Dîmboviţa, Ialomiţa, Buzăul şi Bistriţa.

Aurul acesta recoltat în cantităţi reduse, provenea din sfărîmiturile unor zăcăminte primare, situate în părţile muntoase ale bazinelor acestor rîuri, zăcăminte despre care încă nu ne-au rămas însemnări din trecutul nostru, ceea ce ne face să presupunem că nu au fost cunoscute băştinaşilor din acele timpuri şi prin urmare, nu au fost lucrate de ei (deşi în ultimul timp, urmele unor lucrări miniere vechi întîlnite pe unii afluenţi ai Bistriţei, par a arăta contrariul).

Operaţiile acestea de spălare a aurului din nisipuri au continuat să se practice şi în timpurile noastre. Prin 1906—1907, ţiganii aurari, strîngeau anual în jurul a 1 kg aur din spălările pe care le făceau pe Valea Oltului în sus şi în jos de Rîmnicu Vîlcea.

In a doua jumătate a secolului trecut, odată cu începutul studiilor geologice în ţara noastră, şi mai accentuat în prima decadă a secolului curent, primii noştri oameni de ştiinţă care s-au ocupat cu geologia şi-au pus şi problema determinării zăcămintelor din care a putut proveni aurul întîlnit în nisipul acestor rîuri.

Astfel, ing. Radu Pascu, unul dintre primii şi cei mai activi cercetători ai zăcămintelor noastre de minereuri, a semnalat prin jurul anilor 1903—1904, prezenţa unor urme de aur pe valea Lotrului. La propunerea şi stăruinţa lui, Ministerul Domeniilor Statului şi al Agriculturii, de care depindeau atunci minele, a întreprins primele lucrări de cercetare cu rezultate care nu ne sînt cunoscute. In lucrările sale de prospectare, ing. Radu Pascu a fost ajutat de un miner venit din munţii Apuseni.

La un an sau doi mai tîrziu, lucrările de explorare sînt reluate cu mai multă intensitate de către ing. Baum*), care cercetează şi filoanele de cuarţ dintre şisturile cristaline de pe Valea lui Stan, un afluent al Lotrului, unde tot ing. Radu Pascu semnalase anterior prezenţa aurului în nisipurile acestei văi. Nici rezultatele acestor cercetări nu ne sînt cunoscute.

Concomitent cu cercetările ing. Baum, un alt miner bătrîn din munţii Apuseni, Ion Marcu, descoperă zăcămîntul cunoscut, apoi, sub denumirea de Valea lui Stan, la confluenţa văii Vulturului cu Valea lui Stan, la aproximativ 10 km spre S.V. de Brezoi.

In înţelegere cu Obştea Moşnenilor din Brezoi, care era proprietara acestor terenuri, Ion Marcu face o mică asociaţie, după tipul asociaţiilor pe cuxe din Transilvania, şi au luat apoi un permis de explorare de scurtă durată.

In anii 1908—1909, minerul Ion Marcu împreună cu M. Chiriachide*), preşedintele Obştei Moşnenilor din Brezoi şi alţii, au construit un steamp de lemn cu şase săgeţi acţionat de o roată hidraulică. Cu ajutorul lui au obţinut primul amalgam de aur**).

Descoperirea făcută şi vîlva produsă în jurul ei, au atras atenţia conducătorilor societăţilor forestiere „Oltul“ şi „Lotrul“ care exploatau pădurile de pe Valea Lotrului şi în special a lui Ştefan Gaillac. Acesta a obţinut în 1911 concesiunea unui perimetru minier de 600 ha, pe proprietatea Obştei Moşnenilor, şi în felul acesta, întreaga problemă minieră a trecut asupra lui.

Cu ajutorul unor specialişti din munţii Apuseni, construieşte un steamp cu două baterii a cinci săgeţi şi o masă de amalgamare — cu ajutorul căruia începe producţia în anul 1912.

De la 1912 şi pînă la 1919, inclusiv, s-a prelucrat în această instalaţie 10 595 t minereu, obţinîndu-se 162,748 kg aur, ceea ce revine la o extracţie de aproximativ 16 g/t.

In acest timp, producţia a variat astfel:

	Minereu valorificat, t.	Aur extras, kg
1912	470	6,382
1913	1 166	24,523
1914	2 529	45,553
1915	3 299	62,893
1916	2 099	12,064
1917	exploatare făcută de ocupanţii germani	
1918	699	15,040
1919	333	3,293
	10 595	169,748

Producţia de aur a fost realizată aproximativ 60% din amalgamare, iar restul de 40% sub formă de concen-

---

*) *L'industrie minière en Roumanie,* en 1907, redijată de dr. Gh. Murgoci, C. Osiceanu, T. Porucic, V. Meruţiu şi R. Pascu, Bucureşti, Edit. Minerva, 1908.

*) După 1930, M. Chiriachide s-a ocupat cu explorarea unor aflorimente aurifere pe malul stîng al Oltului, la Perşani.

**) Ing. Bucur Neamţu, *Monografia exploatării Valea lui Stan,* 1936.

trate, care erau trimise spre prelucrare uzinelor Zlatna din Transilvania. Aceste concentrate duse la Zlatna, au fost prelucrate separat numai prin anii 1927—1929, odată cu cele produse după 1920, recoltîndu-se din prelucrarea lor praf de As_2O_3, valorificat în agricultură şi fabricile de sticlă.

In anul 1920, s-a format cu ajutorul Băncii Naţionale, o societate anonimă, denumită Minele de Aur din Romînia şi s-au mai construit încă două baterii de steamp, a cîte cinci săgeţi.

Intre anii 1920—1931, s-au prelucrat 9 900 t minereu, obţinîndu-se 134 kg aur şi 73,719 kg argint.

Extracţia medie de aur pe acest interval a fost de 15 g la tona de minereu. In total, între anii 1912—1931 s-au extras şi prelucrat 20 495 t minereu şi s-au obţinut 303,768 kg aur, ceea ce conduce la o extracţie medie de 14,8 g aur/t de minereu.

In aproape tot acest timp, lucrările miniere se desfăşuraseră deasupra orizontului de bază reprezentat prin galeria de coastă Ştefan, situată la cota 620 m.

In anii din urmă, epuizîndu-se rezervele de deasupra galeriei Ştefan, lucrările au trebuit să coboare în adîncime unde au avut de întîlnit atît apele de infiltraţie, abundente, aduse de pîrîul ce curgea prin apropierea imediată, cît şi dificultăţile izvorîte din tectonica frămîntată a zăcămîntului. In aceste condiţii, cu ajutorul Băncii Naţionale, în 1934 societatea proprietară a închiriat mina RIMMEI (Regia Intreprinderilor Miniere ale Statului din Ardeal) pe timp de 18 ani.

Intre timp, steampul a ars şi nu a mai fost refăcut, minereul produs fiind valorificat aşa cum ieşea din mină ca material fondant pentru necesităţile uzinelor metalurgice din Firiza şi Zlatna. Datele de producţie după 1934 ne lipsesc.

Lucrările miniere care au fost efectuate după 1934, atît sub orizontul galeriei Stefan, cît şi cele de cercetare a teritoriului din jur, nu au putut conduce la sporirea rezervelor aşa încît, să justifice crearea unei instalaţii de preparare la faţa locului. Inafară de aceasta ele au fost conduse în mod timid şi fără o urmărire şi îndrumare geologică, care să fi putut urmări un fir conducător, aşa că actul naţionalizării din 1948 a găsit mina fără rezerve suficiente care să justifice continuarea exploatării şi cercetărilor, iar urmarea a fost suspendarea lucrărilor, la finele anului 1948, după ce ajunsese în părţile de sub galeria Stefan pînă la adîncimea de 60 m.

★

Zăcămîntul acesta, insuficient cunoscut şi insuficient studiat, este ca vîrstă cel mai vechi zăcămînt aurifer din ţara noastră *), fiind probabil paleozoic. Profesorul Dr. N. Petrulian a sutdiat mineralizaţia zăcămîntului aşa cum se prezenta în părţile ei de deasupra galeriei Stefan şi a stabilit că sulfura metalică cea mai răspîndită era calcopirita. Celelalte sulfuri prezente întîlnite, au fost: mispichelul, în care este localizată cea mai mare parte a aurului aflat în zăcămînt, pirita, stibina şi urme de galenă. Mispichelul era atît de abundent încît a făcut ca zăcămîntul Valea lui Stan să fie considerat zăcămîntul cu cel mai mare conţinut de arsen din ţara noastră. O probă de minereu analizată în 1936, a arătat un conţinut de 1,5% arsen, iar o probă de concentrat flotat (obţinută în urma unei prelucrări de probă efectuată în flotaţia Dealul Crucii din Baia Mare) a indicat 3,5% arsen.

Mineralul de gangă cel mai răspîndit este cuarţul, aproape întotdeauna fisurat şi impregnat cu sulfuri şi aur, iar mai rar apare şi calcita.

Răspîndirea mineralizaţiei este cu totul neomogenă. In unele părţi, filonul sau lentilele apar mineralizate intens, în altele cu totul sporadic sau de loc.

Ca formă de prezentare — părerile celor care l-au studiat, nu au fost aceleaşi.

După unii, ar fi constituit dintr-o serie de lentile de cuarţ mineralizat, localizate în gneisul de Cozia **), după alţii ar fi un filon lenticular care prezintă zone aproape complet lipsite de mineralizaţie şi dirijate pe linia de fractură tectonică a văii lui Stan, întinzîndu-se pe lungimea de aproximativ 2 km întotdeauna însă în fîşia de gneis de Cozia sau în imediata lui apropiere (la baza lui). Există deci o legătură genetică foarte strînsă între zăcămînt şi gneisul de Cozia.

Este posibil ca mineralizaţia din regiune să fie mult mai extinsă decît cea cercetată pînă în momentul suspendării lucrărilor şi mai ales este posibil ca ea să fie regăsită în adîncime în lungul planului de sariaj care a deplasat şi sfărîmat filonul sau lentilele. In tot cazul, asupra acestui zăcămînt nu s-a spus încă ultimul cuvînt şi el mai poate forma obiect de cercetare mai extinsă, mai ordonată şi mai ştiinţifică, decît cea la care a fost supus anterior.

Prezenţa atîtor urme de aur aluvionar în apele Lotrului şi Oltului, care au format obiect de recuperare a lor în timpurile trecute, sînt un indiciu destul de preţios asupra caracterului posibil aurifer al regiunii. Ele vor trebui să constituie un obiectiv de preocupare viitoare pentru tinerele generaţii de geologi şi ingineri prospectori, în curs de formare prin grija guvernului şi partidului.

---

*) N. Petrulian, *Le gisement aurifère de la Valea lui Stan*, Anuarul Institutului Geologic al Romîniei, vol. XVII, 1932.

**) St. Ghica-Budeşti, *Considerations géologiques et petrographiques sur la mine d'or de Valea lui Stan*. Comptes rendus des séances de l'Institut Géologique de Roumanie, tome XXII (1933—34), Bucarest, 1938.

Conducerea lucrărilor topografice pentru străpungerea galeriei de legătură între puțul Centru și puțul Ștefan, orizontul 480 la I. C. Lupeni

Ing. **I. Popescu**

La I. C. Lupeni deschiderea orizontului 480 s-a făcut în anul 1945 prin puțul Centru săpat de la cota 650 pînă la 480 și puțul Ștefan săpat de la suprafață — cota 641 pînă la orizontul 480.

Intre cele două puțuri la orizontul 480 s-a săpat o galerie transversală care a servit drept galerie de transport și aeraj, pentru partea vestică a minei.

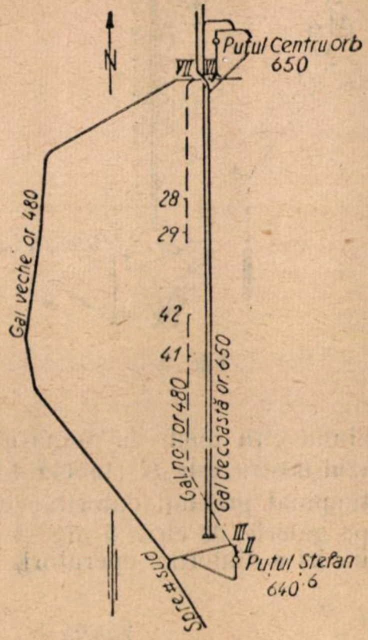


Fig. 1

In urma unui studiu făcut la mina Lupeni a rezultat necesitatea legării puțului Centru cu puțul Ștefan printr-o galerie transversală directă la orizontul 480, vechea galerie avînd o lungime mare, fapt care îngreuia dirijarea transportului spre puțul Stefan.

I. Inceperea lucrării.

Săparea galeriei noi a început în anul 1953, luîndu-se ca bune măsurătorile topografice vechi, executate cu ocazia străpungerii galeriei vechi de la orizontul 480 sprijinită pe punctele *VII* și *VIII* la puțul Centru și pe punctele *II* și III din rampa puțului Ștefan (fig. 1).

Intrucît punctele de pornire nu au fost vericate în decursul celor 10 ani, iar galeria veche a fost în întregime recondiționată (rearmată) au fost distruse toate punctele poligonației vechi și ținînd cont că străpungerea galeriei vechi s-a făcut cu diferența următoare:

In $X=0{,}412$ m și în $Y=0{,}787$ m.

Deci, am fost nevoiți să executăm o nouă măsurătoare între puțul Stefan și puțul Centru — pentru a elimina eroarea datorită mișcării punctelor de sprijin ale lucrării vechi.

Poligonația nouă a fost dusă pe galeria veche de legătură între cele două puțuri, sprijinindu-se pe cele două puncte *II*—*III* fixate în rampa puțului Stefan orizontul 480, urmînd ca închiderea poligonului să se facă pe punctele *VII* și *VIII* din rampa puțului Centru.

Poligonul s-a închis pe punctele *VII* și *VIII* din rampa puțului Centru cu următoarele diferențe:

Punctul	Δ X	Δ Y
VII	0,453	0,150
VIII	0,158	0,536

Diferența de orientare este de 4'—24".

S-a executat apoi a doua poligonație pe același traseu, trăgîndu-se concluzia că închiderea pe punctele primei poligonaţii este în limite admisibile, fapt care ne-a îndreptăţit să considerăm că vechile puncte situate în rampele puţurilor au fost mişcate.

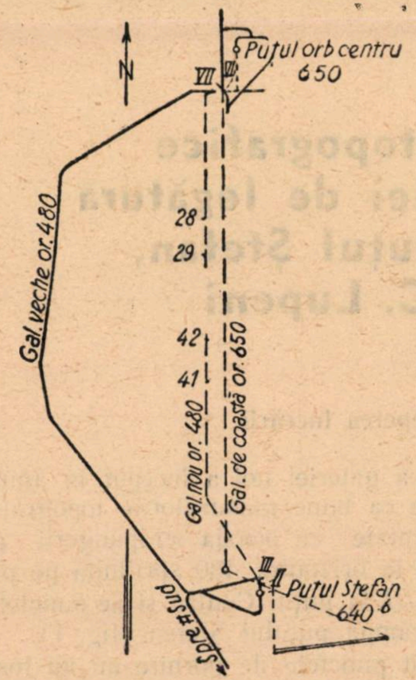

Puţul orb centru
650
VII
28
29
42
41
Gal. vechie or. 480
Gal. nou or. 480
Gal. de coastă or. 650
III
II
Puţul Stefan
640
Spre # Sud

Fig. 2.

În urma rezultatelor obţinute nu puteam să ştim care din puncte s-au mişcat, acele de pornire din rampa puţului Stefan sau cele de închidere din rampa puţului Centru.

Drumul de urmat era acela de a executa o pendulaţie în puţul Ştefan, un poligon de 1.200 m pe galeriile de coastă şi o pendulaţie în puţul Centru, ambele pornite din aceeaşi bază de triangulaţie de la suprafaţă (fig. 2).

Întrucît executarea unui poligon pe galeriile de coastă şi apoi pendulaţie în puţul Centru era operaţia cea mai anevoioasă din cauza vitezei mari de 6 m/s a aerului pe galerie şi din cauza transportului intens pe galerie şi puţ, am recurs la transmiterea orientării în subteran prin puţul Ştefan, obţinîndu-se coordonatele noi ale bazei *II—III* de pornire care se încadrează în limitele admisibile.

S-au considerat deci ca bune punctele din rampa puţului Ştefan pe care s-au sprijinti cele două poligoanţii executate.

II. Executarea poligonatiei.

Cele două poligoane s-au executat pe galeria veche însumînd 42 staţii şi o lungime totală de 2 903 m (fig. 3).

Măsurătorile au fost executate de acelaşi operator cu teodolit Zeiss Th. II gradat sexagesimal.

Unghiurile au fost măsurate de două ori — luîndu-se în calcul unghiul rezultat prin împărţirea unghiului citit dublu la numărul de citiri care în cazul nostru este *II* (tabela 1).

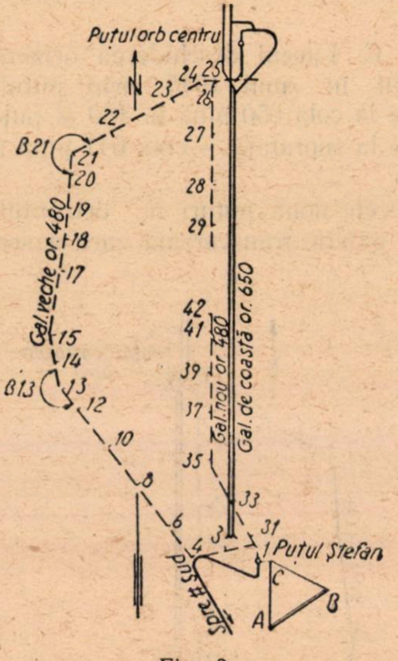

Puţul orb centru
24
25
23
26
22
27
B 21
21
20
28
19
29
18
17
Gal. veche or. 480
42
41
15
14
39
B 13
13
12
37
Gal. nou or. 480
Gal. de coastă or. 650
10
35
8
33
6
31
3
4
1 Puţul Ştefan
Spre # Sud
C
B
A

Fig. 3.

S-au întîmpinat greutăţi datorită vitezei mari a aerului pe galerie, de circa 5 m/s şi din cauza slabei calificări a ajutorilor-operatori.

Exemplu de citire a unghiurilor

Tabela 1

Punct		Lectura		
Staţie	Vizat	*I*	*II*	Medie
3	2	00 — 00 — 00	179 — 59 — 02	179 — 59 — 12
	4	179 — 59 — 02	369 — 58 — 24	
4	3	00 — 00 — 00	179 — 59 — 44	179 — 59 — 32
	5	179 — 59 — 44	359 — 59 — 03	

Lungimele au fost măsurate de două ori cu panglica de oţel de 50 m lungime, făcîndu-se media citirilor (tabela 2).

$$L = \frac{l_1 + l_2}{2}$$

Tabela 2

Puncte	Distanţa		
	l_1	l_2	Medie
3—4	89,574	89,575	89,574
4—5	93,176	93,174	93,175

Lungimea medie a laturilor 2903,85 : 41 = 70, 825=71 m.

Distanţa minimă între puncte a fost de 16,4 m, iar maximă de 127 m, în care caz, lungimea a fost măsurată ajutîndu-ne de puncte intermediare fixate pe aliniamentul ce trebuie măsurat. Lungimea medie a laturilor a fost de 71 m.

III. Calculul poligonului.

a) *Calculul orientărilor.* Fie θ_{II-III} orientarea bazei de pornire β_1. $\beta_2 ... \beta_n$ unghiurile circumferente măsurate. Orientările s-au calculat după formula $\theta_2 = \theta_1 + \beta_1 \pm 180^0$

Exemplu—Poligon nr. 1

$\theta_{III-1} = \theta_{II-III} + \beta_1 \pm 180^0$

$\theta_{III-1} = 290^0 - 13' - 24'' + 144^0 - 19' - 57'' - 180^0$

$\theta_{III-1} = 434^0 - 33' - 21'' - 180^0$

$\underline{\theta_{III-1} = 254^0 - 33' - 21''}$

$\theta_{28-29} = 359^0 - 17' - 40''$

Poligonul nr. 2 s-a calculat după acelaşi principiu ca poligonul nr. 1 sprijinindu-se pe aceeaşi bază *II—III*.

In care $\theta_{41-42} = 179^0 - 18' - 56''$.

Cu a doua măsurătoare de control s-a ajuns la următoarele valori pentru:

$\theta_{28-29} = 359^0 - 19' - 58''$

$\theta_{41-42} = 179^0 - 20' - 04''$.

S-a făcut media orientărilor pentru fiecare ramură în parte obţinînd următoarele valori:

$\theta m_{28-29} = 359^0 - 18' - 49''$

$\theta m_{41-42} = 179^0 - 19' - 30''$.

b) *Calculul coordonatelor.* Coordonatele relative au fost calculate după formula:

$\Delta . X = L . \cos \theta$

$\Delta . Y = L . \sin \theta$

$\Delta X_4 = 89{,}574 \cos (360^0 - 310^0 - 59' - 44'')$

$\Delta X_4 = 89{,}574 \cos 49^0 - 0' - 16''$

$\Delta X_4 = 89{,}574 \times 0{,}65605$

$\underline{\Delta X_4 = 58{,}759 \text{ m}}$

$\Delta Y_4 = 89{,}574 \sin (360^0 - 310^0 - 59' - 44'')$

$\Delta Y_4 = 89{,}574 \sin 49^0 - 0' - 16''$

$\Delta Y_4 = 89{,}574 \times 0{,}75475$

$\Delta Y_4 = 67{,}608$ m (are valoare negativă fiind în cadranul *IV*). Coordonatele absolute s-au calculat după formula:

$X_4 = X_3 + \Delta X_4$

$Y_4 = Y_3 + \Delta Y_4$

$X_4 = +328{,}837 + (+58{,}759) = 387{,}596$

$Y_4 = -773{,}570 + (-67{,}608) = -841{,}178.$

IV. Calculul străpungerii

Străpungerea s-a făcut între punctele 29 pe ramura *I* (puţul Centru) şi 42 pe ramura *II* (puţul Ştefan).

a) *Calculul orientării.* S-a calculat orientarea θ_{29-42} din coordonatele punctelor 29 şi 42 după formula:

$$\operatorname{tg} \theta_{29-42} = \frac{Y_{42} - Y_{29}}{X_{42} - X_{29}} = \frac{\Delta Y}{\Delta X} .$$

S-a luat în calcul media coordonatelor celor două poligonaţii din fiecare ramură în parte şi s-a obţinut datele din tabela 3.

Tabela 3

Punctul	Y	X
42	—548,279	+ 1060,251
29	—546,898	+ 871,738
Δ	— 1,374	+ 188,513

Deoarece ΔY are valoare negativă, iar ΔX are valoare pozitivă, orientarea se situează în cadranul *IV*

$$\operatorname{tg} \theta_{29-42} = \frac{\Delta Y}{\Delta X} = \frac{1{,}374}{188{,}513}$$

$$\operatorname{tg} \theta_{29-42} = 0{,}0072886$$

$$\theta_{29-42} = 0^0 - 25' - 0{,}3''.$$

Aflîndu-se în cadranul *IV* rezultă:

$$\theta_{29-42} = 360 - (0^0 - 25' - 03'')$$

$$\theta_{29-42} = 259^0 - 34' - 57''.$$

b) *Calculul lungimii:*

$$L^2 = \Delta X^2 + \Delta Y^2$$

$$L = \sqrt{\Delta X^2 + \Delta Y^2}$$

$$L = \sqrt{35\,537{,}151 + 1{,}888}$$

$$L = \sqrt{35\,539{,}039}$$

$$L = 188{,}518 \text{ m}$$

c) *Calculul unghiului de direcție*. S-a facut după formula:

$$\theta_2 = \theta_1 + \beta_1 \pm 180^0$$

$$\beta_1 = \theta_2 - \theta_1 \pm 180^0$$

Pentru ramura *I* avem;

$$\beta_1 = \theta_{29-42} - \theta_{29-28} \pm 180^0$$

$$\underline{\beta_1 = 180^0 - 16' - 08''}$$

Pentru ramura *II* avem:

$$\beta_2 = \theta_{42-29} - \theta_{42-41} \pm 180^0$$

$$\beta_2 = 180^0 - 15' - 27''. \quad \text{(fig. 4)}$$

Lucrarea s-a executat din ambele părți și a străpuns în punctul *A* la 69 046 m de la punctul 29 și la 119 166 m de la punctul 42.

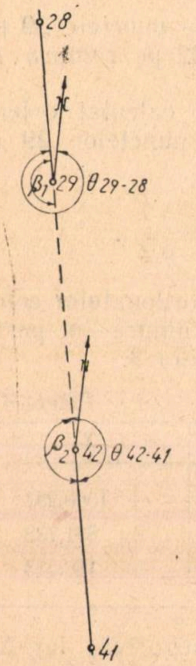


Fig. 4

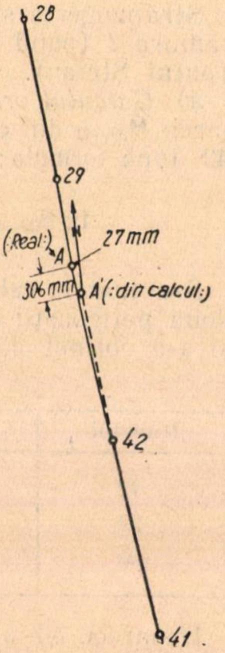


Fig. 5

Diferența între distanța rezultată din coordonate și cea măsurată în teren între punctele 29 și 42 este de:

$$69{,}046 + 119{,}166 = 188{,}202 \text{ m}$$

$$188{,}518 - 188{,}202 = 0{,}316 \text{ m}.$$

Inchiderea pe coordonate în punctul *A* a celor două poligoane a fost de:

$$lY = 0{,}027 \text{ m}$$

$$lX = 0{,}306 \text{ m}.$$

Diferența de închidere în orientare a fost de $\theta^0 - 0{,}2' - 30''$ (fig. 5).

După străpungere s-a trecut la compensarea poligonului închis atît în orientare cît și în coordonate.

Compensarea în orientare s-a făcut după formula

$$\varepsilon_1 = \frac{\varepsilon}{n},\ \varepsilon_2 = \frac{2\varepsilon}{n} \dots \varepsilon_n = \frac{n\varepsilon}{n}$$

în care:

ε este eroarea de închidere a orientării;
n — numărul unghiurilor din poligon.

Compensarea coordonatelor s-a făcut după formula:

$$\varepsilon X_i = \frac{\Delta X_i \, \varepsilon X}{\Sigma \mid \Delta X_i \mid}$$

$$\varepsilon Y_i = \frac{\Delta Y_i \, \varepsilon Y}{\Sigma \mid \Delta Y_i \mid}$$

în care ΔX și ΔY sînt coordonate relative a punctelor, iar εX și εY eroarea de închidere a poligonului.

V. Calculul nivelmentului

S-au executat două poligoane de nivelare între cele două puncte de străpungere, urmîndu-se același traseu ca la poligonație cu aparatul de nivelare Zeiss de același operator.

S-au pornit ambele poligoane din aceleași puncte de nivel din rampa puțului Ștefan, obținîndu-se la punctele de închidere valori admisibile.

Panta galeriei a fost proiectată cu $5^0/_{00}$.

La străpungere în punctul *A* s-a obținut o diferență în vatră de 35 mm.

Metoda de exploatare cu front lung şi încărcare directă pe transportor prin împuşcare

Ing. A. Beraru

Metodele de exploatare cu front lung, aplicate în prezent la întreprinderile carbonifere, folosesc în general aşezarea havezei şi a dispozitivului de transport în compartimente sau secţiuni separate, transportorul fiind mutat prin demontare după fiecare salt. La utilizarea havezei, susţinerea constă din stîlpi şi grindă aşezate perpendicular pe front, iar încărcarea materialului pe transportor, după împuşcare, se executa manual — prin lopătare — ceea ce consumă mult timp, împiedicînd utilizarea liniei abatajului la capacitatea maximă.

Pentru evitarea inconvenientelor de mai sus se propune montarea transportorului chiar în faţa frontului pentru încărcare parţială prin împuşcare, direct pe transportor, mutarea acestuia fără demontare iar în cazul utilizării havezei, montarea acesteia deasupra transportorului.

Descrierea metodei

Vom considera mai întîi că se utilizează haveza pentru tăierea făgaşului. In acest caz abatajul are în permanenţă două compartimente deschise, în primul — lîngă front — fiind montat transportorul iar al doilea deservind circulaţia şi transportul de materiale. *Haveza* montată pe o sanie înclinată — alunecă pe rama transportorului, iar braţul tăietor înclinat ajunge cu capătul terminal aproape de culcuşul stratului (fig. 1).

Lăţimea compartimentelor este de 1 metru, lumină interioară.

Considerînd că adîncimea făgaşului este de 1,10—1,20 m, rezultă că saltul după împuşcătură va fi de 1 metru.

După tăierea făgaşului şi împuşcare, o parte din cărbune — cca 40—50% — cade direct pe transportor, iar restul de 50—60% se incarcă manual prin lopătare. După curăţirea frontului şi tăierea cărbunelui rămas în pana de sub braţul havezei, transportorul este mutat lîngă frontul de lucru fără a fi demontat.

După mutarea transportorului se procedează la susţinerea definitivă şi provizorie a abatajului.

Susţinerea definitivă se propune a se face cu juguri avînd grinda de 2 m aşezată perpendicular pe front şi susţinută pe 3 stîlpi. Jugurile se aşează la un metru interval, iar între ele şi în spatele ultimelor juguri montate se aşează stive la intervale de un metru, numărul şirurilor de stive fiind în funcţie de pasul de surpare.

Susţinerea provizorie a frontului se face în aşa fel ca în faţa havezei şi a transportorului să nu existe stîlpi. Pentru aceasta în dreptul fiecărui jug se forează găuri orizontale de 8—10 cm diametru în frontul de lucru lîngă acoperiş. Lungimea găurilor este de 1,20—1,40 m, adică cu cca 20—40 cm mai lungi decît saltul realizat după împuşcare.

In gaura astfel perforată se introduce o grindă metalică din şină tip 13 kg/m, sau o ţeavă de oţel de 2 ţoli, avînd capătul liber susţinut printr-un stîlp aşezat în linie cu stîlpii susţinerii definitive.

După havare şi împuşcare acoperişul rămîne deschis pe 1,90 m lăţime fiind susţinut de grinzile metalice ce au un capăt sprijinit în piluga rămasă în zăcămînt după împuşcare, iar celălalt capăt rezemat pe stîlp aşa cum s-a arătat mai sus.

După încărcare, curăţirea frontului şi mutarea transportorului, se aşează jugul definitiv, cu grinda de aceeaşi lungime avînd un capăt rezemat în pilugă în front iar celălalt susţinut de doi stîlpi aşezaţi lîngă stîlpii jugului vechi.

Grinzile metalice se demontează şi după adîncirea găurilor respective cu un metru, ele se montează din nou în acelaşi mod ca mai înainte.

Jugurile cu trei stîlpi montate anterior se răpesc fiind înlocuite prin stive.

Dacă acoperişul stratului este suficient de rezistent astfel ca grinzile metalice să se poată demonta fără a fi nevoie de o altă susţinere pînă la executarea unor noi găuri pentru montarea acestor grinzi, dispare şi necesitatea ca grinzile jugului (de lemn) să se sprijine în pilugă la fiecare salt, ele putîndu-se monta în acest caz odată la două salturi, după primul salt capătul rămas în consolă fiind susţinut prin stîlpi.

Acest procedeu aduce economie în timp şi material lemnos.

Utilajul necesar

Transportor. Cele mai potrivite transportoare pentru metoda propusă sînt : STP—30, STR—30, SK—20.

Transportoarele indicate mai sus, au avantajul că fiind de construcţie mai solidă, havezele pot funcţiona direct pe rama lor. In afară de aceasta construcţia transportorului STP—30, are avantajul că permite ondulări în planul vertical şi orizontal ceea ce dă posibilitatea deplasării transportorului în etape, adică avansarea frontului să se facă pe porţiuni de 20—30 m, abatajul lucrînd continuu.

Deoarece în cursul anului 1955 nu au existat transportoare de tipul SK—20 şi STP—30 se propune ca experimentarea să se facă cu transportorul SKR—30, existent, precum şi cu transportorul SKR—11, la abataje fără tăierea făgaşului.

In primul caz transportorul este de construcţie solidă permiţînd funcţionarea havezei pe rama sa.

Dezavantajul este că mutarea transportorului trebuie să se facă odată pe toată lungimea frontului .

Mutarea se va putea efectua, fie cu cricuri laterale, fie prin împingerea manuală.

Pentru a uşura mutarea transportorului, acesta se aşează pe scînduri de brad dispuse perpendicular pe front.

In vederea micşorării rigidităţii transportorului şi a permiterii ondulării lui în planul orizontal, primele două găuri care servesc la îmbinarea a două elemente, se vor lărgi.

In cazul cînd exploatarea se face fără tăierea făgaşului cu haveza, pentru transport se pot folosi şi transportoarele SKR—11 sau tip „Unio".

Transportorul se montează lîngă frontul de lucru. Prin împușcare, o parte din cărbune cade direct pe transportor. Pentru a proteja transportorul, împușcarea se va face astfel ca să nu se producă blocuri prea mari. De asemenea transportorul va fi protejat cu capace de scînduri sau tablă prevăzute cu mînere. Aceste capace se ridică îndată după împușcare.

Susținerea provizorie și definitivă a abatajului se execută identic ca și în cazul metodei de exploatare cu haveza.

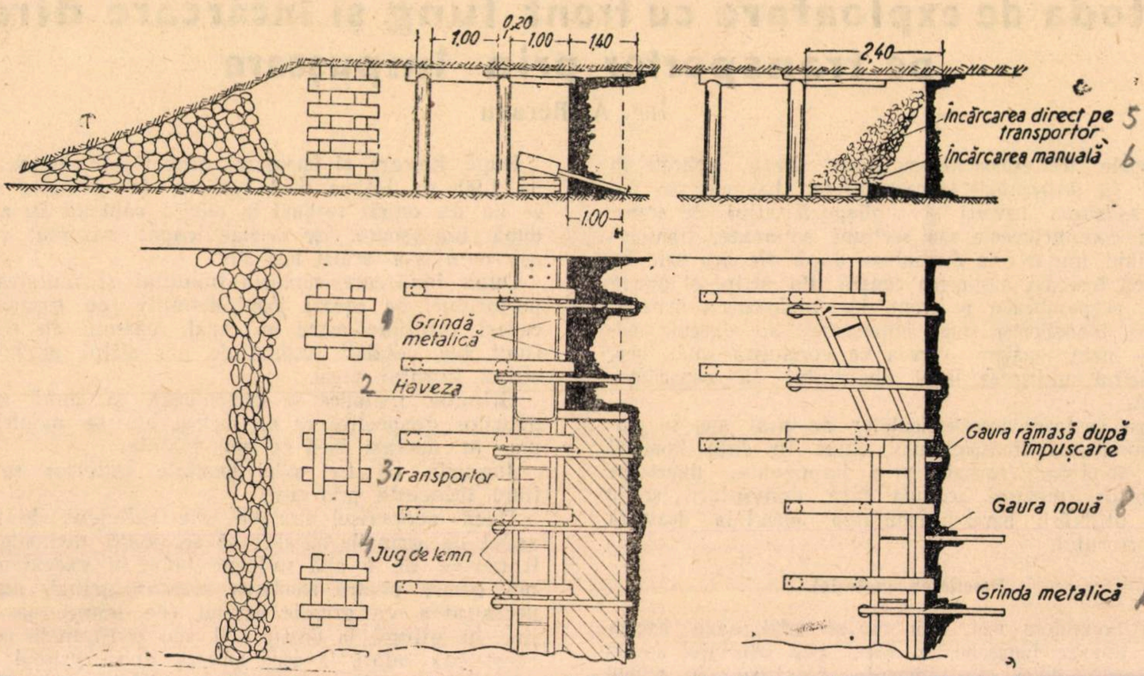


Fig. 1. — Metoda de exploatare cu front lung și încărcare directă pe transportor prin împușcare.

Mutarea transportorului se face de asemenea fără demontare.

Pentru extinderea metodei este necesar să se procure din import transportoare rezistente de tipul SK—20, STP—30 sau să se confecționeze la „Unio" tipuri asemănătoare.

Haveza. Tipul cel mai potrivit de haveză pentru tăierea de pe transportor este haveza tip GTK—35.

Perforatoare. Pentru perforarea găurilor cu diametrul de 8—10 cm se pot folosi perforatoare electrice obișnuite adaptînd sfredele corespunzătoare. Un astfel de sfredel s-a folosit la I.C. Derna cu rezultate pozitive.

Avantajele metodei propuse

Se știe că în procesul tehnologic dintr-un grafic ciclic pentru un abataj cu front lung, cca 50% din timp se pierde cu încărcarea și mutarea transportorului și anume pentru mutarea transportorului fiind necesar 6—8 ore, iar pentru încărcarea manuală 5—6 ore.

Prin aplicarea metodei propuse, timpul necesar pentru încărcare se reduce cu cca 40—50%, iar timpul pentru mutarea transportorului, cu cca 60—70%.

Scăzîndu-se timpul necesar pentru perforarea găurilor speciale, operație care se poate suprapune tăierii cu haveza, rezultă o economie de timp de cca 40%.

Propunem ca experimentarea metodei descrisă în prezentul articol să se facă la I.C. Sălaj, I.C. Cîmpulung și I.C. Filipești.

Rezultatele experimentării vor confirma dacă metoda propusă va da rezultatele scontate. In caz afirmativ, metoda urmează să fie extinsă pe o scară mai largă.

Şedinţa Consiliului Central A.S.I.T.

Activitatea tehnico–ştiinţifică.—Ridicarea nivelului ştiinţific al membrilor A. S. I. T.—Planul de activitate pe anul 1956

In ziua de 5 februarie a. c. s-a întrunit şedinţa Consiliului Central al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor, sub preşedinţia tov. Prof. Dr. Ing. **Ştefan Bălan**, *membru corespondent al Academiei R.P.R., ministrul Construcţiilor, vice preşedinte al Consiliului Central A.S.I.T.*

In cadrul dezbaterilor s-a analizat şi apreciat activitatea depusă de Asociaţia Ştiinţifică a Inginerilor şi Tehnicienilor în cursul anului 1955, pentru promovarea progresului tehnic în producţie, în sprijinul îndeplinirii şi depăşirii sarcinilor ultimului an şi al primului cincinal.

Lucrările şedinţei au stabilit obiectivele principale şi planul de muncă al Asociaţiei pe anul 1956 din care reies sarcinile ce revin pentru înfăptuirea hotărîrilor celui de al II-lea Congres al P.M.R.

Tov. Ing. **Oliviu Rusu**, *prim secretar al Consiliului Central A.S.I.T. a prezentat darea de seamă asupra activităţii Asociaţiei pe anul 1955 şi planul de activitate pe anul 1956* (publicăm mai jos textul prescurtat).

In urma discuţiilor purtate, Consiliul Central a aprobat în unanimitate rapoartele prezentate şi a adoptat Proiectul de Hotărîre al Consiliului Central A.S.I.T. din 5 februarie 1956 (textul a fost publicat în numărul anterior al revistei noastre).

Darea de seamă a Biroului Consiliului Central A.S.I.T. asupra activităţii în anul 1955 şi asupra planului de activitate pe anul 1956

Asociaţia noastră menită să contribuie la îndeplinirea obiectivelor planurilor de dezvoltare ale economiei naţionale prin promovarea tehnicii înaintate, cuprinzînd cadrele cele mai calificate de conducători şi organizatori ai producţiei socialiste, trebuie să fie în primele rînduri în lupta pentru traducerea în viaţă a hotărîrilor Congresului Partidului, atrăgînd şi ajutînd într-o şi mai mare măsură intelectualitatea tehnică din ţara noastră, la rezolvarea importantelor probleme, care-i revin în construcţia socialistă. Asociaţia noastră poate face acest lucru mai mult decît în trecut, deoarece în ultimul timp şi mai ales în anul care a trecut, şi-a înmulţit rezultatele, şi-a îmbunătăţit metodele de muncă şi şi-a întărit organizarea.

Activitatea tehnico-ştiinţifică

Bazat pe documentele partidului şi guvernului, planul de muncă pe anul 1955 era destinat să aducă o contribuţie la ridicarea productivităţii muncii, la scăderea preţului de cost şi îmbunătăţirea calităţii produselor pe baza folosirii rezervelor interne ale producţiei.

Pe baza planului de muncă, a documentelor de partid şi de stat din ţara noastră şi din Uniunea Sovietică, apărute în cursul anului, activitatea asociaţiei a fost îndrumată tot mai accentuat spre introducerea şi folosirea tehnicii noi în producţie, spre organizarea superioară a procesului de producţie, dîndu-se o atenţie deosebită înzestrării industriei şi agriculturii cu utilaj nou, perfecţionat, produs în ţară, folosirii şi modernizării celui existent, pentru obţinerea de indici superiori.

Un rol important revenea în această direcţie secţiei construcţii de maşini (preşedinte ing. I. Grosu), care singură sau în colaborare cu alte secţii a pus în dezbatere în consfătuiri problema îmbunătăţirii calităţii maşinilor-unelte fabricate în ţară (la Oradea) ; măsuri pentru modernizarea secerătorilor-legători aflate în funcţie (la Bucureşti), ş.a. Deasemenea secţia electricitate (preşedinte prof. ing. Martin Bercovici), a desbătut problema privind utilizarea maşinilor sincrone sau sincronizate în acţionările din unele ramuri industriale: mecanizarea lucrărilor la pozarea cablurilor, fabricarea de grupuri electrogene necesare electrificării rurale etc. Secţia industria alimentară (preşedinte prof. D. Motoc) a desbătut propuneri, înaintate apoi Ministerului Industriei Alimentare şi Comitetului de Stat al Planificării privind organizarea reţelei frigotehnice pentru produse alimentare în R.P.R., atît în general cît şi în detalii, (transporturile frigorifere, fabricarea gheţei uscate), propuneri cu privire la mărirea randamentului ambarcaţiunilor şi uneltelor folosite în pescuitul nostru marin ş.a.

In conformitate cu planul de activitate, unele secţii de specialitate ale Consiliului Central s-au preocupat de organizarea mai bună a producţiei în unele întreprinderi, trimiţînd comisii care au studiat la faţa locului problemele şi au formulat propuneri desbătute apoi cu colectivele din întreprinderi. Aşa a procedat secţia construcţii de maşini la fabrica Tudor Vladimirescu şi secţia metalurgie la Combinatul metalurgic Reşiţa.

Orientarea activităţii tehnico-ştiinţifice către problemele introducerii tehnicii noi şi organizării ştiinţifice a producţiei, care răspundea preocupărilor membrilor asociaţiei, drept care ei au participat la rezolvarea lor: aceasta a avut ca urmare îmbunătăţirea activităţii tehnico-ştiinţifice a numeroase filiale A.S.I.T. care au devenit promotori ai organizării superioare a producţiei în industrie. Astfel, filiala Stalin (preşedinte dr. S. Crişan), la îndemnul Comitetului Regional de Partid, cu ajutorul unor comisii formate din specialişti de la Institutul de Mecanică şi uzinele „Ernst Thällman", a analizat întregul proces tehnologic de la 11 întreprinderi metalurgice din regiune; cu acest prilej au fost stabilite şi discutate într-o consfătuire regională măsuri pentru folosirea optimă a maşinilor şi utilajelor şi pentru introducerea de procedee noi de lucru în funcţie de specificul întreprinderilor. Această acţiune a avut un puternic ecou în întreprinderi, determinînd şi întreprinderile textile din regiune să ceară sprijinul filialei; după acest exemplu şi alte filiale din ţară au întreprins acţiuni similare.

Astfel datorită secţiei industriei uşoare (preşedinte ing. S. Rădulescu) a filialei Bucureşti şi ICTPC, s-a reuşit să se mărească în trim. II cu 6% turaţia la circa 400 războaie de ţesut, număr care pînă la sfîrşitul anului a sporit cu 120. La Ploeşti secţia petrol (preşedinte ing. Lupu P.) a pus la punct procedeul de combatere a coroziunii la pompele de extracţie a ţiţeiului, care, experimentat la una din sondele cele mai agresive din schela Boldeşti, a dus la prelungirea duratei de funcţionare a pompelor cu 150—300%, ceea ce a determinat extinderea lui, cu bune rezultate, în mai multe şantiere.

Odată cu promovarea metodelor înaintate, comitetele secţiilor de specialitate ale unor filiale au dat un ajutor concret întreprinderilor care aveau greutăţi, pentru organizarea mai bună a producţiei. Astfel, secţia construcţii a filialei Bucureşti (preşedinte ing. Gyaiy Zoltan) a ajutat timp de trei luni întreprinderea de prefabricate „Progresul" să stabilească şi să aplice unele măsuri tehnico-organizatorice, care au dus la depăşirea planului de producţie, care pînă atunci nu era realizat decît în proporţie de 70—80%.

Rezolvarea problemelor tehnico-ştiinţifice ale întreprinderilor intră însă în măsură din ce în ce mai mare în preocupările cercurilor A.S.I.T., dintre care tot mai numeroase sînt cele care au obţinut rezultate pozitive.

Creşterea activităţii tehnico-ştiinţifice în anul 1955 faţă de 1954 este arătată de unele cifre. Secţiile de specialitate ale Consiliului Central au organizat 34 consfătuiri (23 în 1954); 13 şedinţe de referate şi comunicări (nici una în 1954); 20 studii ale activităţii unor întreprinderi, 10 schimburi de experienţă în problemele organizării producţiei etc. Secţiile de specialitate ale filialelor au întocmit 629 studii, au organizat 264 consfătuiri şi 329 schimburi de experienţă. La aceasta se mai adaugă nenumărate acţiuni duse de cercurile A.S.I.T.

Mai mult decît în trecut, activitatea asociaţiei noastre s-a orientat tot mai accentuat în spre stabilirea de soluţii aplicabile imediat problemelor ridicate de introducerea tehnicii noi şi organizarea producţiei în scopul ridicării productivităţii muncii şi reducerii preţului de cost. Găsind astfel de soluţii, colectivele asociaţiei au simţit şi interesul de a urmări aplicarea în practică a concluziilor. In cursul acestui an, în afară de rezoluţii ale consfătuirilor, s-au înaintat organelor de conducere de stat şi alte documente, prezentînd situaţia în anumite domenii şi propunînd luarea de măsuri. Prezentarea de propuneri organelor interesate trebuie să fie în viitor etapa de încheiere a tuturor studiilor şi primul pas ce se face pentru aplicarea lor în practică.

In acest an a fost simţită o creştere calitativă a întregii activităţi, ca urmare a atragerii în muncă a unui număr mai mare de cadre valoroase. Răspunzînd problemelor care frămîntă pe ingineri şi tehnicieni, de activitatea asociaţiei s-au simţit atraşi specialişti capabili să propună soluţiile cele mai corespunzătoare. Astfel în cadrul asociaţiei îşi dau aportul oameni de ştiinţă — academicieni şi membri corespondenţi ai Academiei — profesori de la institutele politehnice din Bucureşti, Iaşi, Cluj, Timişoara, Institutul de Mecanică Oraşul Stalin şi alţi specialişti din institute de cercetări şi proiectări ca şi inginerii şi tehnicienii cei mai buni din industrie şi agricultură, care conduc colective sau întocmesc lucrări in cadrul lor.

Rezultatele mai bune se datoresc şi faptului că metodele de muncă în asociaţie s-au îmbunătăţit. Consfătuirile în special s-au dovedit că dau posibilitatea celei mai bune rezolvări a problemelor, ele reuşind să asigure participarea specialiştilor atît din domeniul cercetării cît şi din domeniul activităţii practice. Experienţa cîştigată a îmbunătăţit mult forma în care se desfăşoară; ele sînt mai bine pregătite, multe din ele sînt cunoscute dinainte sub formă de referate, iar lucrările lor au început a fi publicate. S-au dovedit utile pentru desfăşurarea consfătuirilor, vizitele în întreprinderile de specialitate, organizarea de expoziţii, prezentarea de filme, etc. Pe lîngă consfătuirile cu caracter larg s-au organizat dezbateri ale unor probleme într-un cadru mai restrîns de specialişti.

Merită a fi relevată în acest sens consfătuirea „Căilor pentru realizarea programului de construcţii agrozootehnice" organizată de secţia de construcţii (preşedinte ing. M. Ţigoiu). Unele din referatele prezentate fuseseră desbătute anterior în consfătuiri restrînse; referatele au pus în dezbatere proiecte şi lucrări executate, cunoscute de participanţi, expuse într-o expoziţie organizată cu concursul C.S.A.C. In aceste condiţii, consfătuirea a putut trage concluzii corespunzătoare privind îndeplinirea programului de construcţii în agricultură.

In activitatea tehnico-ştiinţifică a asociaţiei s-au resimţit însă unele lipsuri şi deficienţe importante. Astfel, deşi ramurile economiei menite să se dezvolte cel mai mult în viitor, sînt industria chimică şi industria petrolului, activitatea secţiilor respective ale Consiliului Central a fost necorespunzătoare. Deşi secţia petrol (preşedinte prof. Gh. Constantinescu) se putea bizui pe activitatea organizată a colectivelor din filiala Ploeşti, ea s-a limitat la colectivul din Bucureşti, care a răspuns în mică măsură chemărilor punînd secţia în situaţia de a nu-şi îndeplini planul de muncă. Astfel, consfătuirile programate a dezbate reducerea preţului de cost în foraj şi extracţie nu au putut fi organizate, deşi ele trebuiau să pună în discuţie probleme importante tehnico-economice ridicate de ingineri şi tehnicieni în consfătuirile anterioare.

Dintre numeroasele comisii ale secţiei chimie, o activitate cu rezultate bune a dus numai comisia pentru problemele îngrăşămintelor, care a organizat o consfătuire şi a întocmit un studiu; deşi şi alte comisii s-au întrunit, activitatea lor nu a fost dusă pînă în stadiul încheierii concluziilor, cum s-a întîmplat cu dezbaterile asupra fabricării oxidului de magneziu, care s-au purtat numai asupra unei părţi din procedeele folosite. Au fost neglijate de secţie unele probleme importante ale întreprinderilor, ca reducerea consumurilor specifice la unele materii prime sau auxiliare, la care consumurile întrec indicii care se obţin în străinătate, arătînd o slabă preocupare a secţiei pentru problemele concrete de producţie

Este cunoscut că deşi gradul de înzestrare al întreprinderilor cu maşini şi agregate a crescut substanţial în decursul cincinalului, productivitatea muncii nu a atins nivelul corespunzător planificat. Congresul Partidului a accentuat că ridicarea productivităţii este sarcina esenţială şi că ea trebuie obţinută în primul rînd pe calea folosirii mai bune a tehnicii existente; importanţa acestui lucru nu trebuia să scape comitetelor secţiilor de specialitate. In consfătuirea unională cu lucrătorii din industrie, tov. N. A. Bulganin arată că introducerea tehnicii noi trebuie să ţină seama de interesele economice ale statului; soluţiile tehnice propuse trebuie să fie bine motivate din punct de vedere economic. Avînd în vedere aceste cerinţe trebuie să ne îndreptăm mai mult atenţia către modernizarea utilajelor existente şi către alte soluţii asemănătoare mai puţin costisitoare decît investiţiile, ele fiind aplicabile de multe ori imediat.

In general, însă, în dezbaterile noastre a lipsit analizarea problemelor sub aspectul economic. Numai în puţine consfătuiri, cum a fost cea privitoare la ridicarea producţiei şi îmbunătăţirea calităţii îngrăşămintelor azotoase, s-au dezbătut şi urmările economice ale procedeelor propuse. Majoritatea temelor privind aspectele economice ale producţiei prevăzute în planurile de muncă ale secţiilor de specialitate, în special problemele reducerii preţului de cost, au fost neglijate, ceea ce arată că problemele sînt privite parţial, numai sub aspectul tehnico-ştiinţific rupt de aspectul economic cu care alcătuieşte o unitate dialectică.

Congresul Partidului a dat reducerii preţului de cost o mare importanţă, socotind-o o problemă centrală a organizării producţiei, fără care nu se poate realiza progresul în economia naţională. Este necesar ca în viitor să dăm o atenţie mult mai mare problemelor economice şi în special reducerii preţului de cost pentru ca propunerile noastre să fie şi mai folositoare economiei naţionale.

De mare importanţă pentru ridicarea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost este extinderea experienţei colectivelor fruntaşe şi a metodelor înaintate de organizare a producţiei pe care ele le aplică. Bine s-a orientat secţia electricitate a Consiliului Central A.S.I.T., care în scopul ridicării productivităţii muncii în întreprinderile electrotehnice, a studiat sistemul de lucru pe bandă la întreprinderile de confecţii şi le-a propus pentru aplicare în unele întreprinderi electrotehnice. De asemenea secţia mine care a pus în discuţie utilizarea mecanizării în minele de lignit; studierea metodelor colectivelor fruntaşe, generalizarea lor ştiinţifică, promovarea acestor metode, trebuie să constituie o preocupare esenţială pentru asociaţia noastră. Din „păcate", multe secţii de specialitate uită acest lucru şi se silesc să găsească soluţii noi care abia apoi să fie verificate în practică, neglijînd soluţiile aplicate în întreprinderile fruntaşe. In felul acesta se uită că aportul specific al asociaţiei noastre la progresul tehnicii producţiei stă în primul rînd în generalizarea ştiinţifică a practicii industriale.

Ridicarea nivelului ştiinţific al membrilor A.S.I.T.

Şi în anul 1955, perfecţionarea cadrelor a fost obiectivul principal al publicaţiilor. Revistele tehnice au apărut cu regularitate, lunar, în tot cursul anului 1955. Au fost tipărite 6 240 pagini de tipar. In redacţie, pînă la 31 decembrie 1955 au intrat 1 492 articole, din care au fost publicate 1 050. Faţă de anul 1954, se observă o creştere a colaboratorilor cu peste 500 articole, datorită în mare parte sporirii numărului articolelor sosite din diferite centre industriale, al căror procent a crescut la 34%, faţă de 22% în 1954. Gazeta „Tehnica Nouă" a apărut cu regularitate în 24 numere, cu un tiraj de 30 000 exemplare, publicînd 720 articole şi inovaţii. Spre deosebire de trecut, publicaţiile au început să găsească forme mai variate de a prezenta tehnica nouă. Dacă în trecut cea mai mare parte dintre articole erau articole monografice, în anul 1955 s-au publicat articole mai scurte, mai vii, atacînd probleme mai restrînse ale producţiei, cu concluzii pentru practică.

Dacă nivelul publicaţiilor noastre s-a îmbunătăţit în acelaşi timp în cursul anului 1955 s-au luat măsuri pentru îmbunătăţirea difuzării lor, care se făcea cu totul nesatisfăcător de Centrul de difuzare a presei. In primele trimestre ale anului 1955, cu aparatul asociaţiei s-a dus o acţiune sistematică pentru sporirea numărului de abonamente, ajungîndu-se la dublarea lui. Incepînd cu trimestrul IV al anului 1955 a fost organizat un serviciu de difuzarea publicaţiilor.

Revistele A.S.I.T. s-au dovedit în acelaşi timp un bun mijloc de a populariza realizările din ţara noastră şi a activităţii celor mai buni tehnicieni de la noi; tot mai numeroase sînt articolele recenzate în Uniunea Sovietică, în ţările de democraţie populară sau occident. Prin aplicarea în practică a numeroaselor concluzii ale articolelor, s-a arătat că publicaţiile A.S.I.T. influenţează activitatea tehnico-inginerească. Aceasta impune o responsabilitate sporită tuturor celor care se ocupă de editarea revistelor tehnice, o mai mare seriozitate şi spirit ştiinţific în tratarea problemelor.

Revistele A.S.I.T. contribuie la îndeplinirea aceloraşi obiective pe care le urmăresc şi celelalte acţiuni ale asociaţiei, de aceea materialele publicate trebuie să facă o mai mare propagandă tehnicii noi, să folosească în acest scop forme multiple şi variate, să pregătească şi să tragă concluzii folositoare pentru practică, verificate de experienţa înaintată, de pe poziţiile intereselor economice ale statului. Pentru aceasta trebuie să se dea o mai mare atenţie aspectului economic al problemelor, care încă la multe reviste este subapreciat.

Pe lîngă tratarea atentă a realizărilor tehnicii înaintate, revistele trebuie în mai mare măsură să stimuleze lupta de opinii în rezolvarea problemelor economiei naţionale şi să organizeze discuţii sistematice pentru a primi sugestii şi soluţii din partea cititorilor. In acelaşi timp, este necesar să se ia poziţie hotărîtă de combatere a concepţiilor şi metodelor necorespunzătoare ale unor ingineri sau tehnicieni, criticîndu-se ceea ce este vechi şi înapoiat în organizarea producţiei socialiste, în tehnică şi ştiinţele tehnice în ţara noastră.

In anul 1955 prin apariţia volumului VII, ultimul al primei ediţii a Lexiconului Tehnic Romîn, a fost încheiată după o muncă neîntreruptă de 8 ani, cea mai importantă lucrare tehnico-ştiinţifică a asociaţiei, adresată inginerilor şi tehnicienilor. Rezultat al unui mare efort colectiv, Lexiconul Tehnic Romîn este o contribuţie deosebită adusă sistematizării, unificării şi fixării termenilor tehnici şi ştiinţifici din limba noastră. In detaliu, cea mai mare parte a termenilor constituie nu numai simple definiţii, ci o prezentare originală, concentrată a cunoştinţelor referitoare la noţiunile respective. Lexiconul Tehnic Romîn are şi slăbiciuni mai ales în primele volume; unele din erori au fost corectate la ultimul volum, în supliment; ele vor fi lichidate în ediţia II-a la elaborarea căruia s-a trecut.

Apreciind înalta valoare a acestei lucrări, colectivului de conducere format din prof. R. Răduleţ, prof. Ştefan Bălan vicepreşedinte al A.S.I.T., Ing. Carol Neuman — membru al Consiliului Central şi prof. Radu Ţiţeica, i s-a atribuit de către Consiliul de Miniştri al R.P.R. premiul de Stat Clasa I. Felicităm cu acest prilej întregul colectiv al Lexiconului Tehnic Romîn şi îi urăm noi succese în elaborarea ediţiei a II-a.

In cursul anului 1955 Biroul Consiliului Central a analizat problema ridicării nivelului inginerilor. Sesizînd necesitatea ca inginerii să fie ţinuţi în curent cu progresul tehnicii pentru a fi în măsură să conducă producţia socialistă pe linia dezvoltării ei continue, examinînd experienţa cîştigată în acest domeniu în U.R.S.S. şi ţările de democraţie populară s-a ajuns la concluzia că este necesară organizarea unui sistem care să cuprindă treptat pe toţi inginerii din producţie în scopul de a le asigura o bază ştiinţifică pentru însuşirea celor mai noi realizări ale tehnicii.

Filialele au acordat în acest an o importanţă sporită pregătirii membrilor Asociaţiei în domeniul economic, determinate mai ales de acţiunea pentru realizarea de acumulări socialiste peste plan, organizînd conferinţe şi consfătuiri asupra preţului de cost, folosirii rezervelor interne ale producţiei, acumulărilor băneşti ş.a. In total, fără a socoti conferinţele ţinute în cercurile A.S.I.T. au fost ţinute de către secţiile de specialitate şi comitetele de filială, un număr de circa 1 100 conferinţe cu caracter tehnico-ştiinţific sau economic.

O contribuţie de seamă au adus unele filiale şi numeroase cercuri A.S.I.T. în acţiunea de ridicare a calificării tehnice a maiştrilor. Cercurile, filialele A.S.I.T. şi secţiile de specialitate sînt datoare să îngrijească de ridicarea pregătirii tehnice a maiştrilor, ajutîndu-i să-şi întărească rolul de organizatori direcţi ai producţiei; de asemenea trebuie să acorde o mai mare atenţie inginerilor a căror răspundere în organizarea şi conducerea producţiei este hotărîtoare, astfel că fiecare inginer să aducă contribuţia sa la perfecţionarea producţiei şi la dezvoltarea întrecerii socialiste.

Organizarea activităţii

In prezent, la Consiliul Central A.S.I.T. funcţionează 11 secţii de specialitate, din care majoritatea şi-au stabilit o linie în activitate pe care au urmărit-o consecvent. Astfel, o activitate susţinută au dus secţiile de electricitate (preşedinte prof. M. Bercovici), industria alimentară (preşedinte prof. D. Moţoc), construcţii de maşini (preşedinte prof. I. Grosu), construcţii (preşedinte ing. Tigoiu), secţia ştiinţelor agricole (preşedinte ing. Al. Priadcenco) şi în ultimul timp secţia mine (preşedinte ing. D. Lubenescu, vicepreşedinte D. Antoci) şi secţia industria uşoară (preşedinte ing. A. Kun). In ţară funcţionează 19 comitete de filiale. Desfăşoară o bună activitate comitetele filialelor: Oraşul Stalin, Bucureşti, Ploeşti, Timişoara, Iaşi, Cluj, Constanţa, Galaţi, R.A.M., care coordonează şi îndrumează activitatea secţiilor de specialitate şi a cercurilor A.S.I.T. Ca urmare a modificărilor raionale administrative, au fost transformate în subfiliale, filialele Arad şi Bîrlad. Pe lîngă cele 19 comitete de filială, activează o bună parte din cele 184 secţii de specialitate organizate. Numărul cercurilor A.S.I.T. a ajuns la 1 231, dintre care 175 în agricultură. Dacă la începutul anului 1955 numărul membrilor era de 43 914, la sfîrşitul anului el ajunsese la 50 590, ceea ce reprezintă o creştere totală de 15%.

Secţiile de specialitate ale comitetelor de filială şi-au organizat în acest an mai bine activitatea şi şi-au stabilit mai bune legături cu cercurile, a căror activitate s-a îmbunătăţit şi datorită sprijinului dat. In acest fel linia Consiliului Central A.S.I.T. de organizare a activităţii pe specialităţi a fost verificată de practică. Ca urmare a experienţei organizatorice cîştigate. Biroul Consiliului Central a întocmit şi difuzat filialelor un material asupra regulilor de urmat în organizarea activităţii A.S.I.T.

Cercurile A.S.I.T. s-au întărit şi prin colaborarea cu sindicatele în unele acţiuni, cum au fost cursurile pentru pregătirea maiştrilor şi mai ales concursul de inovaţii pe ţară.

Congresul Partidului a pus sarcini importante în faţa organizaţiilor sindicale şi anume de a studia împreună cu conducerea fabricii, uzinei, şantierului, la fiecare loc de muncă, atelier sau secţie, cele mai potrivite metode pentru creşterea productivităţii muncii, pentru reducerea preţului de cost, pentru îmbunătăţirea calităţii producţiei şi de a stabili măsuri, care să fie dezbătute, perfecţionate şi puse în aplicare de colectivul întreprinderii.

Astfel de sarcini ale organizaţiilor sindicale pot să fie aduse în bune condiţii la îndeplinire numai dacă cercurile A.S.I.T. din întreprinderi vor mobiliza pe ingineri şi tehnicieni să studieze problemele stabilite de raportul Comitetului Central P.M.R. şi să găsească soluţii, care să fie puse în largă dezbatere.

Biroul Consiliului Central însuşi, deşi a stabilit în general reguli pentru îmbunătăţirea activităţii asociaţiei, nu a urmărit aplicarea lor şi nu a analizat decît o dată în şedinţele sale, activitatea unor secţii de specialitate. Aceasta explică de ce munca în unele secţii de specialitate a rămas în urmă. Nu a fost analizata nici activitatea unor comitete de filială mai importante, legăturile lor cu secţiile de specialitate, aşa încît deficienţe ca cele semnalate au putut să se menţină.

Răspunderea pentru această situaţie îi revine şi Secretariatului Consiliului Central A.S.I.T. Activitatea secretarilor de secţie nu a fost organizată pentru întărirea legăturilor secţiilor cu cercurile A.S.I.T. Sesizări şi studii ale secţiilor filialelor au fost prezentate în şedinţele comitetelor secţiilor centrale, fără să se tragă concluzii asupra lor, astfel încît unele rezultate ale activităţii asociaţiei n-au fost puse în valoare. Această situaţie se datoreşte în mare măsură faptului că nu au fost create decît de puţine secţii legături de lucru cu secţiile filialelor; pe viitor, este necesar ca aceste legături de lucru să se continuie, la început, cel puţin pentru preocupările cu caracter permanent.

In formarea unei opinii inginereşti a fiecărui membru al asociaţiei cea mai mare influenţă o are activitatea cercurilor A.S.I.T.

In comitetele secţiilor de specialitate, în comitete de redacţie, nu sînt antrenaţi în măsură suficientă specialiştii tineri pe care îi avem dintre candidaţii în ştiinţe tehnice, deşi ar putea aduce o contribuţie efectivă la rezolvarea problemelor.

In activitatea cercurilor, secţiilor de specialitate, comitetelor de filiale, se resimte lipsa controlului sistematic al membrilor asociaţiei asupra organelor de conducere. De la Congresul A.S.I.T. din 1951 nu s-au ţinut conferinţele filialelor, iar adunările generale ale cercurilor A.S.I.T. s-au ţinut sporadic. Pentru îmbunătăţirea activităţii organelor de conducere, este necesar să fie chemaţi a-şi spune cuvîntul membrii asociaţiei, organizînd în cursul acestui an adunările generale ale cercurilor A.S.I.T. şi conferinţele filialelor şi subfilialelor A.S.I.T.

In organizarea actuală a secţiilor de specialitate, Biroul Consiliului Central a sesizat că nu pot fi bine cuprinse unele probleme cu caracter general, în special tehnico-economice, legate de ridicarea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost, cum ar fi de pildă pregătirea fabricaţiei, care există în toate ramurile de producţie. Deoarece rezolvarea acestor probleme nu poate fi fundamental deosebită în diferite ramuri de producţie, Biroul Consiliului Central a înfiinţat o comisie pentru aceste probleme, care va activa în colaborare cu C.S.P. şi cu organizaţiile centrale, în deosebi cu ministerele industriale, pentru rezolvarea unor probleme ale ridicării productivităţii muncii în fabricaţie, în cercetare şi în operaţiile tehnico-administrative.

Activitatea asociaţiei în ultimul an, cu toate scăderile şi deficienţele analizate, a sporit şi s-a îmbunătăţit; asociaţia noastră devine din ce în ce mult mai folositoare pentru intelectualitatea tehnică din ţara noastră, mai plină de roade pentru dezvoltarea şi perfecţionarea producţiei socialiste a patriei noastre. Aceasta se datoreşte faptului că în activitatea sa asociaţia este călăuzită de învăţătura partidului nostru şi caută să pună în practică hotărîrile lui. Sprijinul organizaţiilor de partid a fost simţit în dezvoltarea activităţii asociaţiei; comitetele regionale de partid ca cel al regiunii Stalin au orientat activitatea filialelor A.S.I.T. şi le-au creat condiţii pentru întărirea ei. Aplicarea în practică a liniei partidului nostru, a hotărîrilor sale, sprijinul organizaţiilor de partid constituie pentru asociaţia noastră chezăşia succesului activităţii ei.

Planul de activitate pe anul 1956

Planul de activitate al asociaţiei pe anul 1956 se întemeiază pe Rezoluţia Congresului al II-lea al P.M.R. cu privire la aducerea la îndeplinire a programului de muncă şi luptă, stabilit de raportul C.C. al P.M.R.

Planurile de muncă, întocmite de acord cu conducerea ministerelor, pe secţii de specialitate, răspund acestor cerinţe.

Astfel este prevăzută studierea şi dezbaterea în diferite forme, a problemei dezvoltării tehnicii noi pentru ridicarea productivităţii muncii în diferite sectoare de bază ale economiei naţionale cum sînt sectoarele energetic şi electrotehnic, construcţii, industria lemnului, industria alimentară şi altele. Aceste dezbateri urmăresc în primul rînd să analizeze principalele realizări ale tehnicei obţinute în ţară şi peste hotare şi să stabilească cele care vor trebui studiate cu amănunţime pentru a fi aplicate în practică. O mare atenţie se urmăreşte a se da cercetărilor făcute în ţară în institute cît şi în uzine pentru a fi puse în practică.

Este prevăzută de asemenea dezbaterea complexă a problemei ridicării productivităţii muncii în unele ramuri de seamă ale industriei cum sînt construcţiile de maşini, industria uşoară ş.a. care prevăd căile de mărire a productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost în special prin mecanizarea proceselor de producţie (secţia construcţii de maşini) prin modernizarea utilajului şi introducerea tehnicii noi, etc.

Ținînd seama de importanța pe care o are utilajul în ridicarea nivelului tehnic al economiei, au fost prevăzute studii privind această problemă în domeniul industriei petrolului, construcției de mașini ș. a. Se prevede astfel analizarea stadiului actual al tehnicii construcției utilajului petrolifer în țară și străinătate (secția petrol), îmbunătățirea uneltelor și mecanismelor pentru exploatările forestiere fabricate în țară (secția industria lemnului), îmbunătățirea utilajului fabricat în țară pentru industria morăritului (secția Industria Alimentară), etc.

In problemele agriculturii, în vederea sporirii randamentului la ha, sînt prevăzute acțiuni pentru dezvoltarea mecanizării, aplicarea metodelor agrotehnice avansate în condițiile specifice de climă și sol, folosirea îngrășămintelor, chimice, combaterea dăunătorilor, mărirea productivității muncii.

Pentru aducerea la îndeplinire a planului de muncă și pentru ridicarea nivelului activității asociației este necesar ca rezolvarea problemelor înscrise în plan să se facă complex, atacîndu-le atît sub aspectul tehnico-științific cît și sub aspectul economic; să se urmărească cu mare grijă ca concluziile rezultate în urma dezbaterii problemelor să corespundă într-adevăr posibilităților industriei noastre, pentru a putea fi puse imediat în practică.

In rezolvarea problemelor puse în dezbatere, trebuie să se țină seama, pe lîngă rezultatele, cunoscute din literatura tehnico-științifică și de rezultatele obținute în producție de întreprinderile fruntașe, activitatea orientîndu-se în primul rînd spre generalizarea științifică a rezultatelor obținute în practică.

Secțiile de specialitate să fie ajutate de Consiliul Central și de Biroul Consiliului Central, care să dea în primul rînd atenție întăririi secțiilor de petrol, chimie, mine și metalurgie, adică acelor secții care corespund sectoarelor pe a căror întărire se bazează dezvoltarea economică a țării.

Pentru a stimula activitatea membrilor asociației este necesar ca încă de la începutul anului să se ia măsuri pentru rezolvarea problemei ridicate de Consiliul Central încă din anul trecut și anume a instituirii de premii pentru activitatea tehnico-științifică, care să fie acordate, prin concursuri și pe baza regulamentului de premiere, celor mai buni activiști ai asociației.

Ca mijloc de stimulare deosebită a activității tehnico-științifice, depuse de ingineri și tehnicieni în cadrul asociației, este necesar să se instituie și să se acorde de Consiliul Central titluri de membru de onoare al asociației. De asemenea, pentru inginerii și tehnicienii, care printr-o activitate perseverentă au dovedit că luptă pentru progresul economic al țării noastre, prin aplicarea perseverentă a tehnicii înaintate, să se propună Consiliului de Miniștri instituirea titlului de „Tehnician Emerit al Republicii Populare Romîne".

Planul de activitate al asociației cuprinde numeroase probleme de interes imediat. Pentru a contribui însă la asigurarea progresului neîntrerupt al tehnicii în economia națională a țării, pe lîngă aceste probleme asociația trebuie să prezinte membrilor săi perspectivele dezvoltării tehnicii mondiale și mai ales a tehnicii sovietice prezentate în „Proiectul de directive al Congresului XX al P.C.U.S. cu privire la cel de al șaselea plan cincinal".

Noutăți mondiale

CHINA

Guvernul Republicii Populare Chineze a dispus construirea a două uzine siderurgice cu o capacitate totală de 10 000 000 t/an. Cele două uzine vor fi plasate la Wuhan în China centrală și la Paotow lîngă R.P. Mongolă. Lucrările vor începe în actualul plan cincinal și datorită ajutorului sovietic vor fi terminate pînă în 1962. Regiunea Paotow pare a fi foarte indicată pentru crearea unui centru siderurgic deoarece este bogată în zăcăminte de fier, cărbune și materiale refractare. In prezent au început și lucrările de deschidere a noilor mine.

CAMERUN

Regiunea Younda pe rîul Sanago este cunoscută pentru exploatările de rutil care produc 70% din producția de titan a Camerunului. Exploatarea se face în aluviuni în mod similar cu exploatarea aluviunilor aurifere iar concentrarea de cele mai multe ori manual. Rezervele sînt apreciabile și cu conținuturi de 10—30 kg rutil/tonă, iar produsul este de o puritate surprinzătoare: 95—98% TiO_2.

CONGO BELGIAN

Producția generală de minereuri de cobalt a scăzut cu cca 10—20%, în timp ce exploatările de la Port Calborne (Canada), Nkana (Rodezia) și cele din Congo Belgian și-au mărit producția ceea ce a permis ca producția totală să crească cca 7% față de 1953.

America de Nord

CANADA

Din 1957, Canada va deveni una din cele mai mari producătoare de uraniu. Producția va fi obținută de zăcămintele din zona Alyoma (Ontario). Studii recente anunță că începînd din 1957 prețul de cost al energiei electrice produse pornind de la uranium va fi sensibil egal cu cel produs în termocentrale, dar că va mai trece mult timp pentru a concura cu prețul de cost obținut în hidrocentrale.

MEXICO

Zăcămintele de cărbuni apar la Sonora și Oxaca cu o rezervă de 2 miliarde tone cărbune cocsificabil. Se propune mărirea producției anuale la peste 1,5 milioane tone pentru realizarea unui centru siderurgic în regiune ținînd seama și de zăcămintele de fier existent.

Országos Műszaki Könyvtár

Facem cunoscut cititorilor noştri că incepînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

Facem cunoscut cititorilor noştri că, incepînd de la 1 ianuarie 1956, Gazeta „TEHNICA NOUĂ" apare săptămînal. Preţul unui abonament este de lei 26 anual sau 13 lei semestrial.

Abonamentele se fac prin: Cercurile A.S.I.T. din întreprinderi şi instituţii, la Subfilialele şi Filialele A.S.I.T. din ţară.

Rugăm cititorii noştri să-şi prelungească, din timp, abonamentul pe anul 1956.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Industriei Cărbunelui — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 4.66.68 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

Lei 5 exemplarul

E 1433

Institutul de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VÝMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

KAT

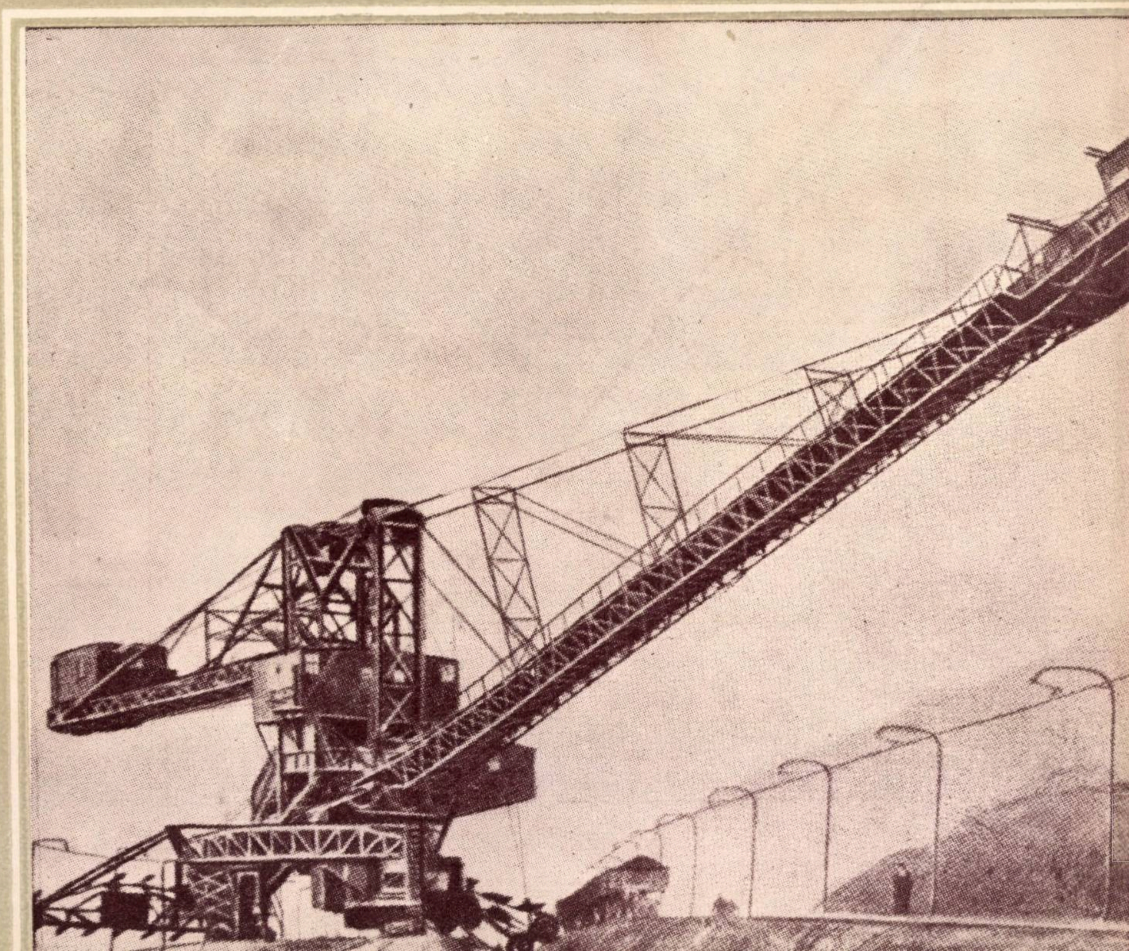
Revista
MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár
TULAJDONA

4

1956

ASIT



Aprilie
1956
Anul VII
Nr. 4

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA: BUCUREŞTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.
V. CIUREA: Rolul şi importanţa reţelei de învăţămînt din industria minieră 153
I. BLUB, D. IONESCU, M. FLOREA: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. (Huila de gaz la Lupeni, Valea Jiului) 154
RAD UGAUBE: Influenţa exploatării unui strat gros cu înclinare mare asupra rocilor din culcuş 159
TEODOR POPA: Tehnica preparării minereurilor în medii dense 164
C. SUPERCEANU: Noi apariţii de scheelit, în zăcăminte de contact din provincia geochimică a banatitelor (I) 170
I. TEICH: Cu privire la unele probleme ale ritmicităţii producţiei în cadrul industriei carbonifere 182
R. MOLNAR-AMĂRĂSCU: Posibilităţile de aplicare a izotopilor radioactivi în hidrogeologia şi tehnica apelor minerale 192
DIN VIAŢA INTREPRINDERILOR 196
RECENZII 199
NOUTĂŢI MONDIALE 201
DOCUMENTARE 205

SOMMAIRE

Page
V. CIUREA: Le rôle et l'mportance du reseau d'enseignement dans l'industrie minière . 153
I. BLUM, D. IONESCU, M. FLOREA: Influence des parties stériles comme paramètre des proprietés de cocsification des houilles à gaz de R.P.R. (houille à gaz de Lupeni, Vallée du Jiu) 154
R. GAUBE: Influence de l'exploitation d'une grosse couche à grande épaisseur et très inclinée sur les roches du mur 159
TEODOR POPA: La technique de la préparation des minerais dans les fluides denses . . . 164
C. SUPERCEANU: Nouvelle apparition de scheelite dans les gisements de contact de la province géochimique des banatites 170
I. TEICH: Quelques problèmes concernant la ritmicité de la production dans l'industrie carbonifère 182
R MOLNAR-AMĂRĂSCU: Possibilités d'application des isotopes radioactifs dans l'hydrogeologie et la technique des eaux minerales 162
DE L'ACTIVITÉ DES ANTREPRISES 196
RECENSIONS 199
NOUVEAUTÉS MONDIALES 201
DOCUMENTATION 205

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
В. ЧУРЯ: Роль и значение учебной сети в горной промышленности 153
И. БЛУМ, Д. ИОНЕСКУ, М. ФЛОРЯ: Влияние породы на коксуемость газового угля из РНР (Газовый уголь из Лупень Долина Жиу) 154
РАДУ ГАУБЕ: Влияние разработки мощного крутопадающего пласта на подошвенную породу 159
Т. ПОПА: Техника обогащения руд в плотных средах 164
К. СУПЕРЧАНУ: Новые проявления щерерита в контактных залежах геохимической провинции банатитов (I) 170
И. ТАЙХ: О некоторых вопросах ритмачности производства в рамках угольной промышленности 182
Р. МОЛЬНАР-АМАРЕСКУ: Возможности пвименения радиоактивных изотопов в гидрогеологии и технике минеральных вод 192
ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЙ . . . 196
РЕЦЕНЗИИ 199
ЗАРУБЕЖНЫЕ НОВОСТИ 201
ДОКУМЕНТАЦИЯ 205

INHALT

Seite.
V. CIUREA: Die Rolle und die Bedeutung der Bergfachschulen 153
I. BLUM, D. IONESCU, M. FLOREA: Der Einfluss des tauben Gesteins auf die Verkokbarkeit der rumänischen Gaskohlen . . . 154
RADU GAUBE: Einwirkungen auf das liegende beim Abbau eines mächtigen sehr steilen Flozes 159
TEODOR POPA: Die Erzaufbereitung mittels Schwertrüben 164
C. SUPERCEANU: Neue Sheelitvorkommen auf den Kontakt-latergatten, die geochemisch der Banatitgrupe angehören 170
I. TEICH: Über einige Fragen des Produktinsrhythmus in der Kohlenindustrie 182
R. MOLNAR-AMĂRĂSCU: Anwendungsmöglichkeiten der radioaktiven Isotopen in der Hydrologie und bei der Untersuchung von Mineralquellen 162
AUS DER TÄTIGKEIT DER UNTER NEHMUNGEN 196
BÜCHERSCHAU 199
NEUES AUS ALLER WELT 201
ZEITSCHRIFTENSCHAU 205

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — Laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

agos Műszaki
Könyvtár
AJDONA

REVISTA MINELOR
ANUL VII ⊢ Nr. 4 ⊣ APRILIE 1956

Rolul și importanța rețelei de învățămînt din industria minieră

V. Ciurea

In procesul de industrializare socialistă a țării noastre, producția de cărbune și de minereuri are o importanță capitală.

Aproape că nu există activitate industrială care, direct sau indirect, să nu fie legată de bogățiile naturale ale subsolului.

Nu se poate concepe dezvoltarea economiei naționale fără asigurarea unei dezvoltări corespunzătoare a industriei miniere.

Este deci pe deplin justificată deosebita atenție ce se acordă acestui sector de către forurile conducătoare.

In afară de masivele investiții executate în primul cincinal în sectorul minier, grija pe care partidul și guvernul au arătat-o industriei extractive de cărbuni și minereuri, este ilustrată și prin introducerea și perfecționarea sistemului de salarizare în acord progresiv, prin acordarea recompensei de vechime în subteran și prin legiferarea sistemului de premiere, stimulînd și răsplătind din plin eforturile făcute de muncitori, ingineri și tehnicieni.

Considerabile au fost și fondurile repartizate pentru acțiuni cultural-sociale, de care s-a bucurat această ramură de bază a economiei noastre.

In lucrările celui de al II-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn au fost apreciate la justa valoare eforturile făcute de muncitorii minieri, au fost arătate succesele obținute, dar în același timp au fost criticate, complet justificat, unele rămîneri în urmă față de prevederile primului cincinal. In mod deosebit s-a scos în evidență obținerea unor indici calitativi necorespunzători în industria carboniferă, care au condus, în final, la o productivitate a muncii ce reprezintă numai 92% față de productivitatea realizată în anul 1950.

Aceste rezultate nesatisfăcătoare arată că întreprinderile respective au mers în regres în ce privește buna gospodărire, organizarea forței de muncă și folosirea rațională a utilajelor, cu care au fost din plin înzestrate.

Este necesar, în această situație, să se analizeze temeinic în toate sectoarele, cauzele care au determinat obținerea acestor slabe rezultate, în scopul găsirii căilor celor mai adecvate pentru eliminarea lor și pentru îmbunătățirea muncii.

Considerăm că una din cauzele care a avut o influență nefavorabilă asupra productivității muncii, este și defectuoasa funcționare a rețelei de învățămînt din industria minieră.

Atunci cînd condițiile materiale sînt creeate, obținerea rezultatelor pozitive este condiționată de două elemente de bază: voința de a realiza și completa însușire a cunoștințelor necesare realizărilor.

Fără aceste două elemente de bază nu se poate porni la drum.

Ambele elemente se puteau și se pot obține printr-o temeinică organizare a rețelei de învățămînt.

Aceste două elemente necesare mersului înainte au lipsit industriei carbonifere în primul cincinal.

Care a fost situația învățămîntului în industria carboniferă în această perioadă?

Inceputul și sfîrșitul cincinalului au găsit școlile S.F.U. care ar fi trebui să devină rezervorul cel mai important de alimentare cu cadre direct productive a minelor noastre, în faza de organizare și reorganizare.

Pe întreg parcursul cincinalului, aceste școli nu au reușit să asigure industria carboniferă cu forțe de muncă necesare dezvoltării sale.

Aproape în tot cincinalul trecut, aceste școli au suferit continue schimbări în organizarea lor.

De la întreprinderi au trecut la Ministerele de resort, apoi la Direcția rezervelor de muncă, apoi la Ministerul Invățămîntului, iar în 1955 au fost redate departamentelor respective într-o formă de tutelare mixtă-minister-direcție generală-întreprindere, — lipsindu-le unitatea de conducere și de responsabilitatea unică.

O situație asemănătoare au avut-o și școlile profesionale.

Școlile medii tehnice au fost lichidate, nejustificîndu-și existența.

Singura formă de învățămînt, ce a dat rezultate mai satisfăcătoare în industria carboniferă, au fost institutele de mine, care au creat cadre tehnice superioare.

Dar comandamentele fără o armată de cadre bine pregătită nu pot da rezultate pozitive.

Această situație, cînd rețeaua de învățămînt care trebuie să alimenteze industria minieră cu cadre muncitorești de înaltă calificare, a fost supusă unor continue schimbări organizatorice, fără să i se găsească forma cea mai nimerită, credem că explică într-o anumită măsură rezultatele nesatisfăcătoare în ceea ce privește productivitatea muncii.

Dar ceea ce a contribuit într-o măsură și mai mare la obținerea acestor slabe rezultate a fost credem, lipsa de preocupare suficientă pentru problema învățămîntului, din partea forurilor de răspundere.

Ministerele și direcțiile funcționale respective nu au acordat importanța cuvenită învățămîntului din sectorul minier.

Nu s-au creat condițiile unei temeinice îndrumări și unui riguros control.

Neobținerea unor rezultate pozitive a determinat desele schimbări de sisteme de organizare.

Ministerul Finanțelor nu a aprobat schemele de funcțiuni calitativ corespunzătoare, din care cauză problema calificării forțelor de muncă a trebuit să fie încredințată unor oameni insuficient pregătiți, lipsiți de experiență și exigență necesară și indispensabilă unui bun corp profesoral și unor organe de conducere.

O insuficientă preocupare în această problemă au dovedit-o și organele sindicale, în frunte cu C.C. al Sindicatului cărbune.

Imposibilitatea de a aşeza în fruntea acestor şcoli oameni bine pregătiţi, lipsa de îndrumare şi de control riguros din partea organelor tutelare au condus la situaţia că în cursul primului cincinal n-au putut fi create cadrele miniere în număr corespunzător, necesare îndeplinirii sarcinilor de plan, în condiţiile respectării indicilor de mecanizare, a creşterii productivităţii muncii, şi a reducerii preţului de cost.

Directivele celui de al II-lea Congres al P.M.R. precizează că ministerele trebuie să acorde o deosebită atenţie ridicării răspunderii tuturor cadrelor la nivelul sarcinilor trasate de Congres.

Industria carboniferă a primit sarcina să lichideze rămînerea în urmă în ce priveşte productivitatea muncii şi să-şi sporească producţia în 1960, faţă de 1955, cu 80—90%.

In faţa sectorului minier stau sarcini mari, de îndeplinirea cărora este strîns legată industrializarea socialistă a ţării noastre.

Trebuie făcute toate eforturile pentru traducerea lor în viaţă.

Paralel cu celelalte măsuri tehnico-organizatorice, pe prim plan trebuie să se aibă în vedere organizarea temeinică a reţelei de învăţămînt, în special pentru formarea muncitorilor.

Pînă nu vom avea minieri bine instruiţi în toate fazele procesului de producţie, nu vom putea face faţă sarcinilor trasate de cel de al II-lea Congres al P.M.R.

Pînă nu vom avea forţe de muncă conştiente de misiunea lor, cu un nivel politic-ideologic ridicat şi cu un înalt simţ cetăţenesc, nu vom putea obţine o înaltă productivitate a muncii.

Fără maiştri, tehnicieni şi ingineri care să-şi însuşească temeinic tehnica nouă şi s-o aplice, nu vom putea introduce mecanizarea în industria noastră minieră.

Fără directori şi ingineri complet iniţiaţi în problemele economice, financiare, în structura preţului de cost, în principiile de conducere socialistă, nu se va putea introduce o gospodărire socialistă în întreprinderi, nu se va putea obţine o sistematică reducere a preţului de cost.

Avînd cadre bine pregătite în toate sectoarele de muncă, vom reuşi să ridicăm indicele cel mai important — productivitatea muncii — la un nivel superior.

In acest scop trebuie asigurate condiţiile materiale necesare unei bune funcţionări a învăţămîntului în industria minieră — în primul rînd pentru formarea muncitorilor — găsită forma cea mai nimerită de organizare şi funcţionare.

Trebuie create condiţiile materiale, care să permită selecţionarea corpului didactic din cele mai conştiente şi instruite cadre şi posibilitatea de dotarea unităţilor şcolare cu cadre administrative corespunzătoare.

Primul an al celui de al II-lea cincinal trebuie să însemne o cotitură radicală în întregul învăţămînt minier.

Noile şcoli de mineri şi ajutori mineri, pe care Ministerul Minelor are sarcina să le înfiinţeze, trebuie să devină un model de organizare.

Ele vor putea să-şi atingă scopul numai dacă toţi factorii interesaţi îşi vor îndrepta atenţia asupra lor şi vor vedea în ele unul din principalele mijloace prin care se va putea ajunge în anul 1960 la nivelul producţiei fixat de Congresul al II-lea al partidului.

De asemenea, învăţămîntului mediu tehnic trebuie să i se dea o mai mare importanţă ca pînă în prezent, iar învăţămîntul superior trebuie ridicat la un nivel mult mai înalt.

Vom putea culege roadele unei măriri a producţiei prin ridicarea productivităţii muncii, numai în măsura în care se vor crea posibilităţile de asigurare a industriei miniere, cu forţele de muncă necesare.

De acest lucru trebuie să fim convinşi şi conştienţi acum, la început de cincinal şi să luăm din timp măsurile concrete necesare, bazîndu-ne pe experienţa şi învăţămintele trase din analiza situaţiei cu pregătirea forţelor de muncă în sectorul minier, din primul cincinal, pentru a putea crea la timp premisele îndeplinirii importantelor sarcini primite din partea Congresului al II-lea al Partidului Muncitoresc Romîn.

Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R.

(Huila de gaz de la Lupeni, Valea Jiului)

Prof. dr. ing. **I. Blum**, ing. **D. Ionescu** şi ing. **M. Floarea**

1. Pregătirea probei de cărbune

In nota I *) s-a urmărit influenţa sterilului asupra calităţilor cocsului rezultat din huila de gaz de la Uricani, Valea Jiului. In lucrarea de faţă se urmăreşte influenţa sterilului asupra rezistenţei mecanice a cocsului rezultat din huila de gaz de la Lupeni, Valea Jiului.

S-a procedat, ca şi în lucrarea precedentă, la separarea a două fracţiuni de cărbune:

— una îmbogăţită în masă organică (cenuşă minimă) — *a* —

— alta îmbogăţită în material neorganic (sterilul) — *c* —.

Separarea celor două fracţiuni s-a realizat prin spălarea cărbunelui brut de Lupeni în două soluţii de clorură de zinc, cu densităţi diferite.

— O soluţie cu densitatea de 1,3 în care a plutit cărbune îmbogăţit în masă organică, şi

— O soluţie cu densitatea 1,7 în care a căzut cărbunele îmbogăţit în steril.

Lucrînd cu 50 kg cărbuni s-au obţinut randamentele de spălare arătate în tabela 1.

---

*) Nr. 3/1956 pag. 112.

Tabela 1

Randamente de fracționare a cărbunilor pe densități și analiza imediată a fracțiunilor

Nr. crt.	Fracțiunea	Randament kg	Randament %	Analiza imediată U %	Analiza imediată Cenușă %	Analiza imediată MV_{mc} %
1	Plutit la $d = 1{,}3$ -*a*-	18,5	37	2,15	4,90	42,19
2	Plutit la $d = 1{,}7$ -*b*-	15,5	31	—	13,51	43,12
3	Căzut la $d = 1{,}7$ -*c*-	11,0	22	1,95	72,85	69,47
4	Pierderi	5,0	10			
	Total . . .	50,0	100			

2. Cocsificări în retorta de laborator cu proporții variate de steril

a) Operații de cocsificare. S-a lucrat cu amestecuri în proporții variabile de cărbune — *a* —, $d < 1{,}3$ și steril — *c* —, $d > 1{,}7$, măcinate în prealabil la granulația 0—1 mm.

Repartiția granulometrică a componenților rețetelor de cocsificare este redată în tabela 2.

Tabela 2

Repartiția granulometrică

Site DIN — 1171

Nr. crt.	Granulația mm	Granulația R % Plutit la 1,3 *a*	Granulația R % Steril *c*
1	1 — 0,75	17,4	19,6
2	0,75 — 0,60	13,2	13,8
3	0,60 — 0,50	12,8	12,6
4	0,50 — 0,40	6,2	8,0
5	0,40 — 0,35	8,0	7,4
6	0,35 — 0,20	12,4	9,0
7	0,20 — 0,10	10,6	10,8
8	0,10 — 0,00	19,4	18,8
	Total . . .	100,0	100,0

Observație. Cernere prin refuz : *R*.

Cocsificările s-au făcut la retortele metalice indicate în nota I, cu 11 rețete, alcătuite prin adăugare de steril — *c* — la fracțiunea de cărbune — *a* — cu conținut minim de cenușe ; durata de cocsificare circa 2 h 30 min — 2 h 45 min ; temperatura inițială 700⁰, cea finală 950⁰.

Tabela 3 cuprinde caracteristicile de lucru ale rețetelor experimentate.

Stingerea cocsului s-a făcut prin înecare în apă.

Randamentul în cocs s-a determinat prin cîntărirea cocsului obținut, uscat în prealabil la 150⁰C în etuvă.

b) Concluzii la cocsificări

1. Cu creșterea procentului de steril din șarjă se observă în pilot o uniformizare a porozității.

2. Influența sterilului (cenușii) din șarja de cosificare asupra umflării, nu se face simțită pînă la rețeta VIII — 29,36% conținutul de

Tabela 3

Nr. crt.	Rețeta Nr.	Amestec Cărbune *a* $d < 1{,}3$ g	Amestec Steril *c* $d > 1{,}7$ g	Cenușe în șarjă %	Randament cocs %	Cenușă în cocs Calculat %	Cenușă în cocs determinat %	Porozitate %	
1	I	500	0	4,90	58	8,40	7,79	38,66	41, 8
2	II	470	30	8,97	59,6	14,95	—	40,52	40,18
3	III	440	60	13,05	61	21,39	19,58	38,00	38,56
4	IV	430	70	14,41	62	23,24	21,39	33,00	37,00
5	V	400	100	18,49	63,6	29,08	27,97	40,93	47,31
6	VI	395	115	20,54	64,7	31,74	—	40,00	48,23
7	VII	370	136	22,16	65,6	33,78	32,70	44,92	41,87
8	VIII	320	180	29,36	67,8	43,70	—	46,05	43,80
9	IX	280	220	34,79	71,2	48,86	—	47,20	
10	X	235	265	40,90	72	56,80	—	49,20	
11	Cărbune $1{,}3 < d < 1{,}7$		0	13,51	61,6	21,96	—	43,84	44,12

cenușă în șarjă. După acest conținut de cenușă în șarjă, umflarea începe să scadă pentru a dispărea complet la rețeta X — conținut de 40,9% cenușă.

3. Aspectul de conopidă al suprafeței de cocs, din vecinătatea pereților retortei, se menține pînă la rețeta VIII — conținutul de cenușă în șarjă de 29,36% — apoi dispare după acest conținut.

4. La conținuturi mici de cenușă în șarjă, cocsul obținut are crăpături (fisuri) neregulate și se rupe în bucăți mici. Cu creșterea conținutului în cenușă, cocsul se compactizează și se rupe în bucăți din ce în ce mai mari, iar la un conținut de 40,90% cenușă, nu se mai rupe deloc, rămînînd în bloc.

5. Luciul metalic se menține pînă la 34,79% cenușă în șarjă și apoi dispare la 40,90% cenușă în șarjă.

6. La conținuturi mici de cenușă în șarjă, porozitatea cocsului nu este uniformă în toate pozițiile din pilot. La conținuturi mai mari de cenușă în șarjă însă, porozitatea devine mai uniformă. Există unele diferențe și aici, însă nu atît de mari.

7. Porozitatea crește cu conținutul de cenușă din șarjă, însă nu după o anumită lege.

c) **Rezistența mecanică a cocsului.** Pentru determinarea rezistenței mecanice a cocsului s-a folosit toba de laborator Nedelmann.

Rezultatele obținute sînt cuprinse în tabela 4 și în diagrama din fig. 1.

un al doilea maxim de rezistență, după care scade apoi cu creșterea conținutului de cenușă din șarja de cărbune.

Primul maxim de rezistență este atins la proba cu conținutul de cenușă în șarjă 18,49% (în cocs cenușa este 27,97%) reprezentînd

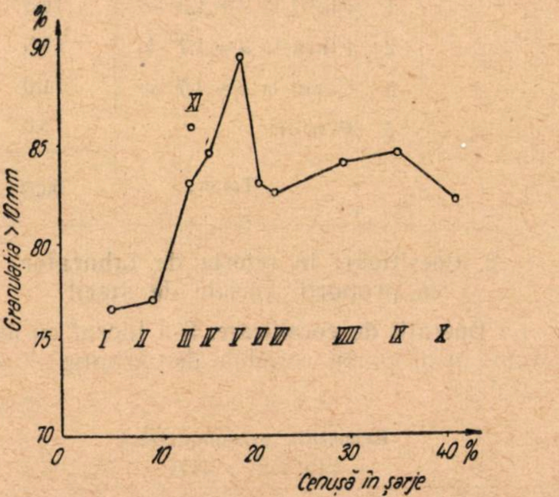


Fig. 1. Rezistența mecanică a cocsului în funcție de conținutul de cenușă din șarjă.

89,5% granulație > 10 mm; maximul al doilea este atins la proba cu 34,79% cenușă în șarjă (în cocs 48,86% cenușă) reprezentînd 84,5% granulație > 10 mm.

Tabela 4

Rezistența la toba Nedelmann a cocsurilor fabricate cu amestecuri diferite de cărbuni — *a* — și — *c* —

Nr. crt.	Rețeta nr.	Cenușă în șarjă %	Cenușă în cocs		Rezistența cocsului			
			Calculat %	Determinat %	> 10 mm %	1—10 mm %	< 1 mm %	> 1 mm %
1	I	4,90	8,40	7,79	76,5	14,2	9,3	90,7
2	II	8,97	14,95	—	77,0	15,0	8,0	92,0
3	III	13,05	21,39	19,58	83,0	7,5	9,5	90,5
4	IV	14,41	23,24	21,39	84,5	9,0	6,5	93,5
5	V	18,49	29,08	27,97	89,5	5,5	6,0	95,0
6	VI	20,54	31,74	—	83,0	9,0	8,0	92,0
7	VII	22,12	33,78	32,70	82,5	7.5	10,0	90,0
8	VIII	29,36	43,70	—	84,0	5,0	11,0	89,0
9	IX	34,79	48,86	—	84,5	4,5	11,0	89,0
10	X	40,90	56,80	—	82,0	4,5	13,5	86,5
11	XI	13,51	21,96	—	86,0	8,0	6,0	94,0

Din rezultatele obținute la încercarea rezistenței cocsurilor la toba Nedelmann se desprind următoarele:

— Rezistența cocsurilor este destul de mare; ea crește cu creșterea conținutului de cenușe din șarja de cărbune, atinge un maxim, scade apoi pînă la un anumit conținut de cenușe în șarja de cărbune și crește din nou pînă atinge

— Fracțiunea măruntă, sub 1 mm, este de 9% pentru cocsul cu conținut minim de cenușă și scade la 6% la cocsul cu 18,49% cenușă în șarjă — cocsul cu rezistența mecanică maximă — apoi crește cu creșterea conținutului de cenușă în șarjă; astfel la cocsul ce atinge al doilea maxim de rezistență mecanică privind granulația mai mare de 10 mm, fracțiunea măruntă atinge valoarea de 11%.

— Sterilul adăugat cărbunilor de Lupeni pentru cocsificare, mărește rezistența mecanică a cocsului obținut, dacă cantitatea adăugată nu depășește un anumit procent peste care rezistența mecanică a cocsului scade.

d) **Butonii de cocs.** Butonii de cocs s-au obținut la cocsificarea unei probe de cărbune de 1 g fie pastilat, fie praf, în creuzet de platin, timp de 7 minute, cu ajutorul unei flăcări de gaz.

Tabela 5

Randamentul butonilor de cocs

Rețeta Nr.	Cenușă în șarjă %		Cocs %	C fix$_{mc}$ %	M V_{mc} %
I	4,90	*A*	58,69	57,86	42,14
		B	58,73	—	—
II	8,97	*A*	60,28	57,72	42,28
		B	61,27	—	—
III	13,05	*A*	60,10	55,47	44,53
		B	61,79	—	—
IV	14,41	*A*	61,81	56,78	43,22
		B	62,40	—	—
V	18,49	*A*	62,68	55,65	44,35
		B	63,66	—	—
VI	20,54	*A*	63,78	55,89	44,11
		B	65,88	—	—
VII	22,16	*A*	64,39	55,75	44,25
		B	67,89	—	—
VIII	29,36	*A*	67,31	55,39	44,61
		B	67,89	—	—
IX	34,79	*A*	68,96	54,00	46,00
X	40,90	*A*	71,34	51,58	48,42
XI $d_t > 1,7$	72,85	*A*	80,42	30,03	69,97
		B	80,49	—	—

Simbolul: *A* pentru cărbune praf; *B* pentru cărbune pastilat.

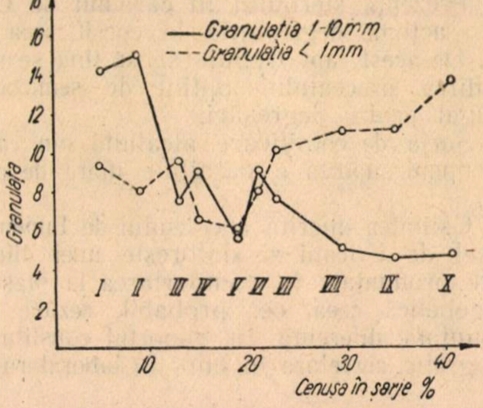


Fig. 2. Rezistența mecanică a cocsului în funcție de conținutul de cenușă din șarjă.

Rezultatele sînt consemnate în tabela 5.

Observații la butonii de cocs:

— Se observă că pînă la un conținut de 22,16% cenușă în amestec, butonii sînt: bine topiți, aglutinați și umflați.

— Umflarea lor scade foarte puțin cu creșterea cenușii în amestec. De la conținutul de 22,16% cenușă în sus, butonii sînt din ce în ce mai puțin topiți, aglutinați și umflați, pînă la un conținut de cenușă de 34,79% la care umflarea este foarte mică. La conținuturi mai mari de cenușă, butonii nu mai sînt topiți și aglutinați; la un conținut de 40,90% cenușă, cărbunele nu se mai topește și butonul se prezintă ca un conglomerat la care se observă particolele de steril iar la conținuturi de cenușă și mai mari, butonul nu mai are aspect de conglomerat, rămîne praf.

3. Influența sterilului asupra vîscozității cărbunelui în faza plastică

S-au efectuat determinări cu vîscozimetrul Gieseler asupra a trei probe de cărbuni ale căror puncte caracteristice sînt date în tabela 6 și în graficul din fig. 3.

Tabela 6

Caracteristicile zonei plastice

Rețeta nr.	Cenușa în șarje %	Temperatura de plastifiere °C			Unghiul α max. grad/min.
		inițială	maximă	finală	
I	4,90	334	427	465	1100
I	4,90	334	426	460	1035
III	13,05	328	418	454	750
III	13,05	320	407	450	855
VII	22,16	318	427	454	420
VII	22,16	318	415	456	480

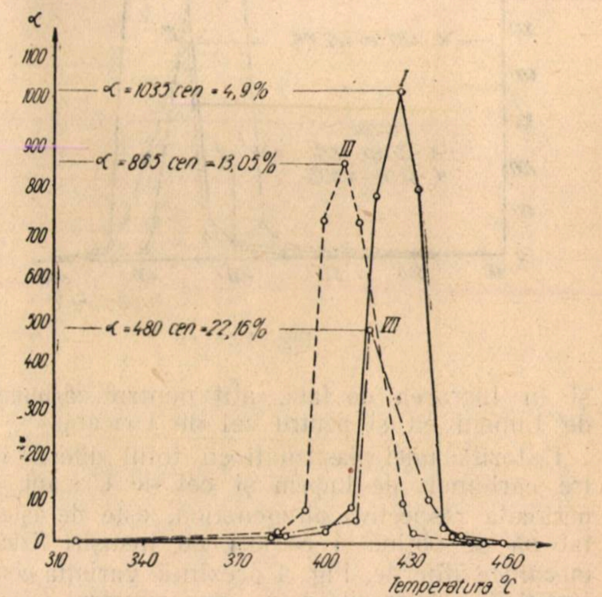


Fig. 3. Fluiditatea cărbunelui în raport cu cantitatea de steril determinată cu vîscozimetrul Gieseler.

Din cercetarea tabelei 6 și a graficului din fig. 3 se observă că:

— plastifierea cărbunilor de Lupeni este deosebit de mare;

— gradul de plasticitate este direct dependent de procentajul de steril al cărbunelui.

4. Comparație între comportarea cărbunilor de la Lupeni și cei de la Uricani în procesul de cocsificare

Caracteristicile chimico-tehnice și datele analizei elementare nu ne dau putința de a deosebi cărbunele de la Uricani de cel de la Lupeni; dar comportarea chimico-tehnologică, în procesul pirogenetic este totuși deosebită.

Astfel, la semicarbonizare, randamentele fiind aproximativ aceleași, semi cocsul de la Uricani este mult mai puțin umflat, mai dens și mai compact în comparație cu semi cocsul de Lupeni care, la procentaje de cenușe mici și aproximativ apropiate de acelea ale cărbunilor de Uricani, dă un semi cocs mult mai umflat, mai spongios.

Procentele de cenușă mărite duc spre un cocs mai compact, cum s-a arătat în nota I și în lucrarea de față, atît pentru cărbunele de Lupeni cît și pentru cel de Uricani.

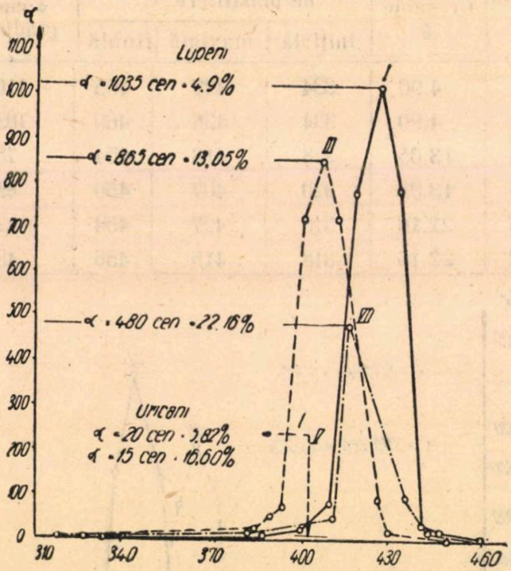


Fig. 4

Datorită unei plasticități cu totul diferite între cărbunele de Lupeni și cel de Uricani, în perioada respectivă pirogenetică, este de așteptat să se obțină și cocsuri cu însușiri fizico-mecanice diferite. Fig. 4 prezintă variația comparativă a viscozității cu viscozimetrul Gieseler a celor două tipuri de cărbune, în faza de plasticitate.

Concluzii generale

1. Prin cocsificarea cărbunilor de Lupeni cu conținut mic de cenușă, se obține un cocs umflat, spongios și cu rezistență mecanică relativ mică.

2. Rezistența mecanică a cocsului crește cu mărirea conținutului de cenușă în șarja de cocsificare, atingînd un maxim, 89,5% >10 mm la un conținut de cenușă în șarjă de 18,49% (cenușă în cocs 27,97%); după acest conținut de cenușă rezistența mecanică a cocsului scade pînă la un minim, 82,5% >10 mm la un conținut de cenușă în șarjă de 22,16% (în cocs 33,78% cenușă), după care crește din nou atingînd un maxim 84,5% >10 mm la un conținut de cenușă de 34,79% în șarjă și 48,86% în cocs. După acest conținut de cenușă, rezistența mecanică scade.

3. Creșterea rezistenței mecanice a cocsului la conținuturi de cenușă în șarjă peste 29,36% este valabilă numai pentru granulația >10 mm a cocsului, deoarece cantitatea de praf rezultată, la încercarea rezistenței mecanice la toba Nedelmann, este minimă la un conținut de cenușă în șarjă de 18,49% (6% <1 mm) crescînd apoi cu creșterea conținutului de cenușă în șarjă.

Astfel la un conținut de cenușă în șarjă de 34,79%, la care corespunde cel de al doilea maxim de rezistență mecanică (granulație >10 mm a cocsului), cantitatea de praf este de 11%.

4. Umflarea cocsului scade foarte lent cu creșterea conținutului de cenușă în șarjă pînă la un conținut de cenușă de 29,36%. De la acest conținut, umflarea scade mult, dispărînd la conținutul de cenușă în șarjă de 34,79%.

5. Suprafața cocsului din vecinătatea pereților retortei de cocsificare este neregulată, avînd aspect de conopidă.

Aspectul de conopidă se menține și la creșterea conținutului de cenușă în șarjă pînă la conținutul de 34,79%, la care suprafața devine aproape netedă.

6. Viscozitatea masei plastice crește cu creșterea conținutului de cenușă în șarjă.

7. Prezența sterilului în cărbunii de Lupeni are o acțiune degresantă la cocsificarea acestora. De acest fapt trebuie să se țină seama în stabilirea procentului optim de semicocs de adăugat pentru degresări.

8. Șarja de cocsificare alcătuită din cărbuni de Lupeni suportă o cantitate mare de degresant.

9. Calitatea diferită a cocsului de Lupeni față de cel de Uricani se datorește unei diferențe foarte pronunțate în comportarea la plastifiere pirogenetică ceea ce, probabil, rezidă într-o pronunțată diferență în raportul constituțional petrografic, cercetare în curs în laboratorul nostru.

Influența exploatării unui strat gros cu înclinare mare asupra rocilor din culcuș

Ing. Radu Gaube

Influența exploatărilor subterane asupra suprafeței a constituit și constituie obiectul a numeroase observații și studii, cari au condus la enunțarea de numeroase teorii în calcularea albiei de scufundare pentru anumite zăcăminte, dar numai în ceea ce privește rocile acoperitoare.

In Valea Jiului, la una din minele mari ale acestui bazin carbonifer, prin exploatarea unui strat gros cu înclinare mare, a apărut o serie de manifestări care indică un fenomen activ de tasare și deplasare a rocilor din culcușul stratului. Întrucît aceste manifestări periclitează o serie de construcții și instalații importante de la suprafață, vom încerca să facem o expunere a lor, a măsurilor de protecție aplicate și a rezultatelor obținute.

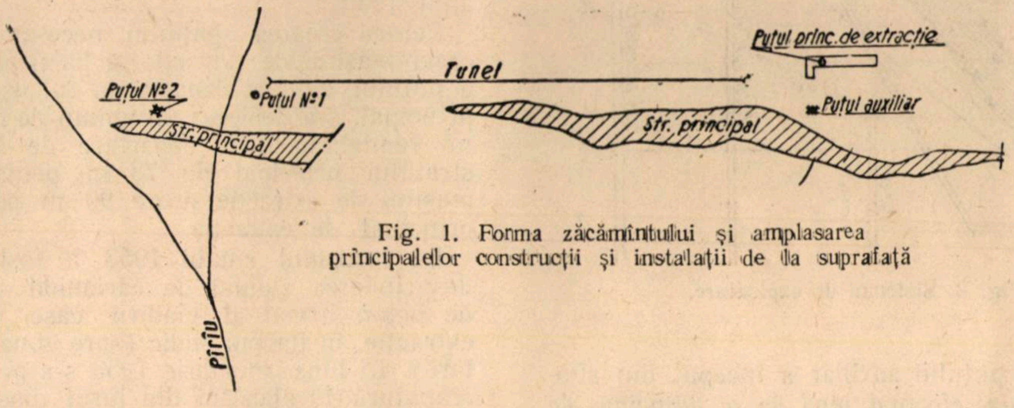


Fig. 1. Forma zăcămîntului și amplasarea principalelor construcții și instalații de la suprafață

Mina menționată exploatează 9 strate dispuse în două blocuri pentru stratul principal și în trei blocuri pentru stratele acoperitoare, de grosimi și înclinări diferite. Intrucît toate instalațiile de la suprafață sînt amplasate în culcușul stratului principal și în legătură cu exploatarea cu surpare a acestuia, se presupune că au apărut tasările și deplasările de teren, vom analiza problema numai în comparație cu exploatarea stratului principal. In fig. 1 se pot urmări forma zăcămîntului și amplasarea principalelor construcții și instalații de la suprafață.

Istoric

Puțul nr. 2 a fost săpat aproximativ în anul 1900 la o distanță de 40 m, în culcușul stratului principal. Exploatarea stratului principal în zona din dreptul puțului nr. 2 a început la 75 m de la suprafață și s-a făcut pe o înălțime de aproximativ 30 m cu rambleu total și ulterior cu rambleere parțială și surpare. Intensificarea ritmului de exploatare a stratului principal, îngroșarea excesivă a acestuia combinată cu trecerea la exploatarea cu abataje cu front lung cu surpare, au fost urmate de o serie de tasări și deplasări ale rocilor din culcușul stratului principal, care au provocat deplasarea și înclinarea puțului înspre zona exploatată. In anul 1944 nivelul de exploatare ajungînd în apropierea orizontului IV (aproximativ 165 m de la suprafață), devierea de la verticalitate a puțului a ajuns la 2160 mm (fig. 2) ceea ce a determinat scoaterea lui din funcțiune.

Din fig. 2 rezultă că în faza finală cînd deplasarea de la verticalitate a puțului a atins valoarea sus menționată (măsurătoarea din anul 1944) unghiul de deplasare α determinat de planul de rupere pe baza crăpăturilor și deplasărilor din puț și un plan orizontal, are valoarea de 30°.

Paralel cu fenomenul de înclinare către zona exploatată, puțul a fost torsionat, axa mare a secțiunii eliptice a acestuia s-a orientat aproximativ paralel cu direcția stratului, înregistrîndu-se o torsiune de aproximativ 15°.

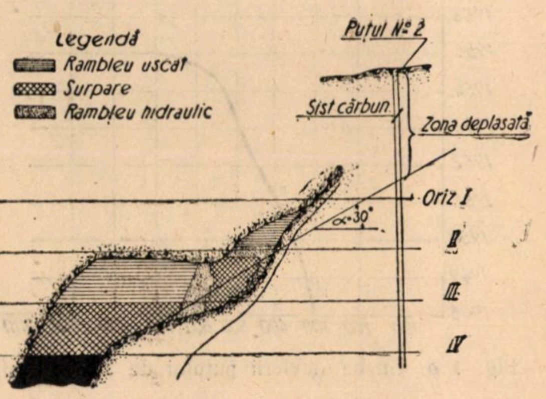


Fig. 2. Devierea de la verticalitate a puțului

Partea superioară a puțului, care a fost afectată de tasările și deplasările de teren, a fost săpată într-o alternanţă de marne şi gresii, traversîndu-se totodată şi un strat de şist cărbunos (probabil partea superioară a str. 3) de cca 1,5 m grosime.

Puţul auxiliar, al cărui amplasament se poate vedea în fig. 1, a fost săpat în anul 1903 la o distanţă de 20 m de aflorimentul stratului principal. Exploatarea stratului principal în zona din dreptul puţului auxiliar a început din afloriment şi s-a efectuat pînă la o adîncime de 100 m cu rambleu uscat, trecîndu-se apoi la exploatarea cu surpare totală (fig. 3).

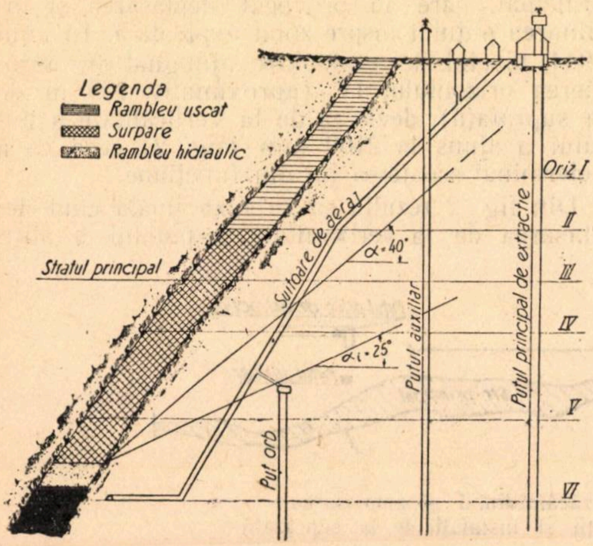


Fig. 3. Sistemul de exploatare.

Primul control al verticalităţii puţului s-a efectuat în anul 1948, cînd între suprafaţă şi orizontul IV (160 m de la suprafaţă) s-a constatat o deviere de la verticalitate de 307 mm puţul fiind înclinat înspre zona exploatată. Această deviere s-a mărit la 500 mm în 1953 şi la 520 mm în 1954, pentru ca să ajungă în luna decembrie 1955 la 710 mm. La ultima măsurătoare s-a constatat că puţul a fost torsionat, latura mare a secţiunii dreptunghiulare a puţului avînd tendinţa de a se orienta paralel cu direcţia stratului principal.

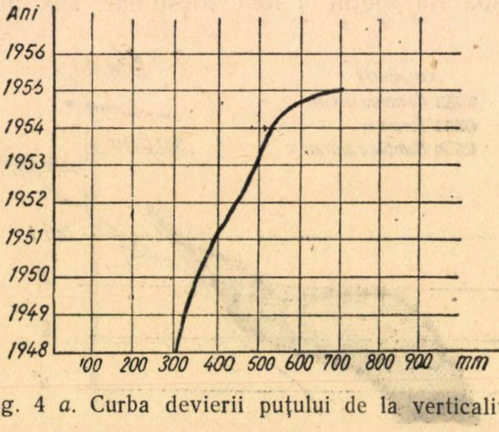


Fig. 4 *a*. Curba devierii puţului de la verticalitate.

În diagrama din fig. 4, *a*, este redată curba devierii puţului de la verticalitate (partea superioară) în perioada 1948—1955, iar în diagrama din fig. 4, *b*, este redată forma pe care a luat-o puţul în urma devierii de la verticalitate.

Puţul a fost săpat într-o alternanţă de marne şi gresii şi în imediata apropiere a suprafeţei a traversat stratul de cărbune 2 în grosime de 2,5 m.

Din fig. 3 rezultă că unghiul planului de rupere al rocilor din culcuşul stratului principal $\alpha = 40^0$, iar unghiul inferior pînă la care s-au înregistrat deformaţii în puţul auxiliar $\alpha_i = 25^0$.

Puţul principal de extracţie a fost săpat între anii 1935 şi 1937 şi a fost pus în funcţie în anul 1940.

Pentru crearea spaţiului necesar amplasării casei maşinii de extracţie, a halei circuitului şi a puţului, cît mai departe de culcuşul stratului principal, s-a debleeat un volum de circa 50 000 m^3 realizîndu-se o depărtare de la culcuşul stratului principal de 73 m pentru fundaţia maşinii de extracţie şi de 90 m pentru puţul principal de extracţie.

La începutul anului 1953 a fost observată desprinderea zidului de cărămidă de scheletul de beton armat al clădirii casei maşinii de extracţie, în flancul sudic (spre zona de exploatare). In luna octombrie 1953 s-a produs prima crăpătură în planşeul din jurul maşinii de extracţie, în flancul sudic al clădirii. Deformările în planşeul casei maşinii de extracţie au progresat şi în luna decembrie 1953 s-a produs o a doua crăpătură în planşeu, paralelă cu prima dar situată aproximativ cu 3 m mai la nord. A fost nevoie să se ajusteze maneta de reglare a rezistenţei de excitaţie aparţinînd grupului convertizor. Crăpăturile au progresat apărînd şi în pardoseala de beton a subsolului casei maşinii de extracţie, iar în zona bolţilor de la scheletul de beton armat al clădirii şi anume în cadrele din flancul sudic al clădirii, au apărut

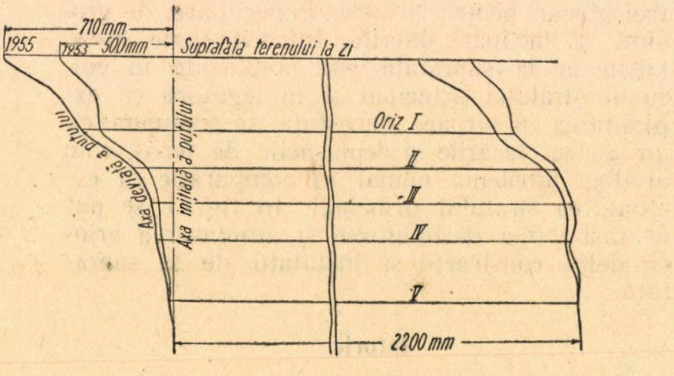


Fig. 4 *b*. Forma luată de puţ în urma devierii de la verticalitate fisuri. La începutul anului 1954 au apărut crăpături și în flancul nordic al clădirii, toate aceste crăpături formînd un plan vertical diagonal de separare a construcției cu direcția aproximativ paralelă cu aceea a culcușului stratului principal, iar o porțiune a clădirii casei mașinii de extracție, situată la sud de planul de rupere, a luat tendința evidentă de deplasare spre zona exploatată atît orizontal, cît și vertical.

In fig. 5 se poate urmări direcția culcușului stratului principal, amplasarea principalelor construcții și instalații, precum și direcția crăpăturilor apărute în casa mașinii de extracție.

Controlîndu-se starea construcțiilor alăturate s-au constatat crăpături în hala compresoarelor și în tunelul indicat în fig. 1 și 5. In suitoarea de aeraj săpată din anul 1937, în partea de sud a casei mașinii de extracție, s-au constatat crăpături și infiltrații de apă de la suprafață.

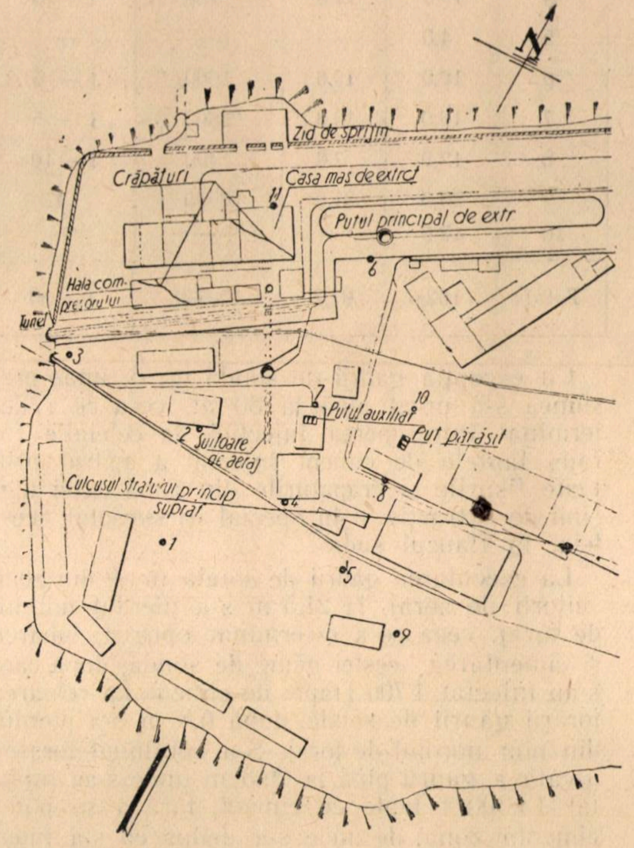


Fig. 5. Schemă reprezentînd: direcția culcușului stratului, amplasarea principalelor construcții și instalații; direcția crăpăturilor.

2. Măsuri luate pentru protecția construcțiilor și a instalațiilor de la suprafață

Metodele de exploatare de care dispune tehnica minieră neasigurînd oprirea totală a deplasărilor și tasărilor, conjugată cu faptul că era un caz nou și de importanță vitală pentru continuarea lucrărilor de exploatare, a determinat luarea unei serii de măsuri avînd ca scop observarea manifestărilor de tasare-scufundare, determinarea cauzelor, eliminarea lor și consolidarea construcțiilor și instalațiilor periclitate.

Lucrările de observații au început prin crearea unor rețele de puncte topografice și martori. Rezultatele măsurătorilor topografice ale punctelor din fig. 5 (s-au trecut numai punctele mai edificatoare, pe teren fiind plantate și măsurate cu regularitate 64 puncte topografice) sînt redate în curbele din fig 6. Analiza acestor curbe ne arată tasarea accentuată și continuă a rocelor din culcușul stratului principal. Dat fiind însă timpul relativ scurt de cînd se efectuează măsurătorile și erorile care sînt posibile, rămîne ca ele să fie confirmate de măsurătorile viitoare.

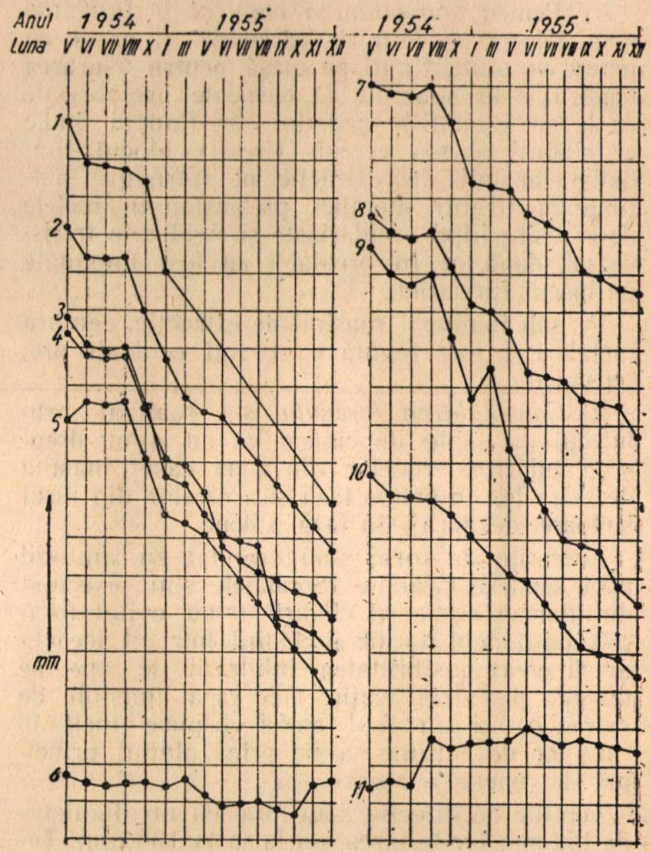


Fig. 6. Curbele rezultate din măsurătorile topografice privind tasarea (numărul curbelor indică numărul punctului topografic respectiv din fig. 5.).

Urmărirea zilnică a martorilor (de hîrtie, gips și metalici) așezați în casa mașinii de extracție, a arătat că deplasările orizontale spre zona exploatată continuă, fiind însoțite de tasări în flancul sudic al clădirii. In perioada de cînd se urmăresc aceste deplasări, s-au înregistrat valori cuprinse între 10 și 60 mm pentru deplasările orizontale și de 10—100 mm pentru tasările verticale.

Măsurile luate pentru consolidarea construcțiilor și instalațiilor periclitate, sînt următoarele:

a) Îndepărtarea apelor de la suprafață.

b) Consolidarea casei şi a fundaţiei maşinii de extracţie.

c) Consolidarea terenului.

d) Determinarea unui stîlp (pilier) de siguranţă pentru construcţiile şi instalaţiile principale de la suprafaţă.

a) *Îndepărtarea apelor de la suprafaţă* s-a realizat prin construirea de şanţuri pereate cu prefabricate din beton armat înspre amonte şi aval de casa maşinii de extracţie, refacerea drenajului din jurul acestei clădiri şi prin înlocuirea canalelor de beton (fisurate) prin care se aducea apa pentru rambleu, prin conducte de oţel.

b) Pentru *consolidarea casei şi a fundaţiei* s-au înlocuit pereţii de cărămidă ai casei cu pereţii de plută fixaţi pe plasă, pentru uşurarea clădirii, s-au subzidit cu elemente prefabricate de beton fundaţiile cadrelor din flancul sudic al clădirii şi s-a cercuit (fretat) blocul fundaţiei maşinii de extracţie pe întreaga înălţime cu tiranţi metalici pretensionaţi, inelele de cercuire fiind solidarizate şi rigidizate transversal, după ce în prealabil au fost împănate pe blocul fundaţiei.

Pe sub tamburii maşinii de extracţie, centura metalică a fost legată cu tiranţi centrali pretensionaţi.

c) *Consolidarea terenului* s-a realizat prin injecţii cu lapte de ciment ce au avut drept scop întărirea rocelor din zona casei maşinii de extracţie, în prima fază şi a rocelor din jurul suitoarei de aeraj, în faza a doua.

Lucrările de foraj s-au executat cu ajutorul unei sondeze Craelius. Sondajele s-au executat din flancul sudic al clădirii (s-au evitat forajele din flancul nordic al clădirii, întrucît aceasta ar fi creat posibilitatea infiltrării de ape pe direcţie de stratificaţie, sub casa maşinii de extracţie) şi au fost astfel dispuse încît în raza lor de acţiune să fie prins planul principal de rupere a rocilor.

Găurile de injecţie s-au forat cu un diametru de 152 mm iar tubarea s-a făcut la 108 mm. Tubarea şi cimentarea găurilor forate s-au efectuat pînă în apropierea planului principal de rupere a rocilor.

Pentru injectare s-a folosit un lapte de ciment cu densitatea variind între 1,8 şi 2, din ciment de sondă cu priză rapidă şi ciment P-400. Înaintea injecţiei laptelui de ciment gaura de sondă a fost spălată şi rocile fisurate s-au injectat 2—5 minute cu apă. În zona casei maşinii de extracţie s-au forat 123,6 m găuri de sondă şi s-au injectat 9 600 litri lapte de ciment, iar în zona suitorii de aeraj, unde lucrările continuă, s-au forat 39 m de găuri de sondă şi s-au injectat 18 000 litri lapte de ciment. În tabela 1 se pot urmări caracteristicile principale ale găurilor forate.

În timpul executării forajelor s-a putut constata că rocile aflate la sud de planul de rupere sînt marne argiloase, de slabă rezistenţă şi în mare parte îmbibate cu apă, care se sprijină pe un strat de gresie puternic cimentată.

Tabela 1

Injectările cu lapte de ciment prin găuri de sondă

Nr. sondei	Lungimea		Cantitatea laptelui de ciment injectat l	Presiunea de injecţie at
	Forată, m	Tubată, m		
1	18,5	12,5	1460	1 — 15
2	20,5	10,3	1350	1 — 10
3	17,6	13,8	230	1 — 30
4	19,0	11,8	760	1 — 15
5	4,0	—	—	—
6	16,0	10,6	1600	1 — 5
7	16,0	10,3	3800	1 — 5
8	12,0	7,0	400	1 — 10
9	26,5	21,5	18000	1
10	12,5	—	—	—
Total:	162,6	97,2	27,600	1 — 30

Cu excepţia găurii de sondă nr. 3, unde presiunea s-a urcat pînă la 30 at, ceea ce a determinat întreruperea injecţiei, la celelalte foraje, laptele de ciment injectat a apărut prin toate fisurile şi crăpăturile din zona casei maşinii de extracţie şi în special în subsolul acesteia, în flancul sudic.

La executarea găurii de sondă nr. 9 din zona suitorii de aeraj, la 21,5 m s-a pierdut noroiul de foraj, ceea ce a determinat oprirea, tubarea şi cimentarea acestei găuri de sondă, după care s-au injectat 4 700 l lapte de ciment. La reluarea forării găurii de sondă, după 0,8 m s-a pierdut din nou noroiul de foraj. S-a continuat forarea uscată a găurii pînă la 26,5 m unde s-au injectat 13 300 l lapte de ciment, fără a se putea cimenta zona, de unde s-a dedus că s-a interceptat o zonă de surpări cauzate de lucrări vechi.

După executarea injecţiilor cu lapte de ciment prin forajele nr. 1—8 de-a lungul crăpăturii principale din subsolul casei maşinii de extracţie, s-au săpat 5 puţuri de cercetare (de 1,5 m adîncime) constatîndu-se că toate fisurile erau complet astupate şi cimentate cu laptele de ciment injectat, cu excepţia unei porţiuni de sub fundaţia maşinii de extracţie, unde în intervalul de timp scurs de la ultimele injecţii se creiase — datorită deplasării şi tasării terenului — un gol de 1—2 cm grosime.

În fiecare puţ de cercetare s-au betonat ţevi prin care s-au injectat 5 850 l lapte de ciment. După aproximativ 5 luni s-au executat alte 3 puţuri de cercetare lîngă fundaţia maşinii de extracţie, prin care s-au injectat pentru astuparea golurilor create de deplasările și tasările de teren, 1 950 l lapte de ciment.

Deși lucrările s-au executat în interval de aproximativ 1 an, cantitatea foarte mare de lapte de ciment injectat (17 400 l sau 27 t) în zona casei mașinii de extracție (trebuie avut în vedere că injecțiile de lapte de ciment s-au executat în proporție de 80% în marne, care nu favorizează creiarea de crăpături și fisuri continui ca în cazul rocilor tari) indică intensitatea de deplasare și tasare a terenului din flancul sudic al clădirii mașinii de extracție.

d) *Determinarea unui stîlp (pilier) de siguranță pentru construcțiile și instalațiile principale de la suprafață.* Problema protecției suprafeței din zona casei și puțului principal de extracție ar fi fost rezolvate în modul cel mai sigur prin lăsarea unui stîlp de siguranță în stratul principal, dar aceasta ar fi sustras exploatării mari rezerve de cărbune ceea ce a determinat trecerea la exploatarea cu rambleu hidraulic a unei zone din stratul principal, determinată aproximativ după metoda grafică de calcul a stîlpilor de siguranță. In fig. 7 și 8 se vede modul cum a fost determinată zona în care s-a trecut la exploatarea cu rambleu hidraulic a stratului principal. Suprafața de protejat s-a considerat aceea care cuprinde casa mașinii de extracție și puțul principal de extracție, suprafață de formă dreptunghiulară la care s-a adăugat de o parte și de alta (paralel cu direcția stratului) o bernă de protecție de 20 m. Unghiul de surpare s-a luat de 85°.

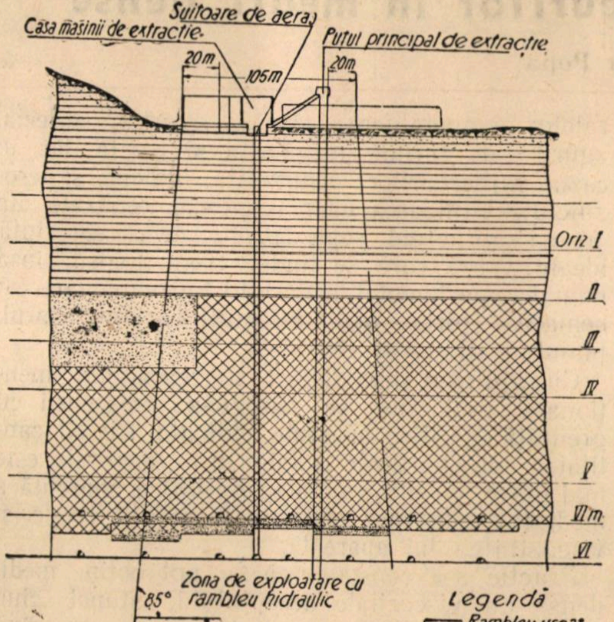

Suitoare de aeraj
Casa mașinii de extracție
Puțul principal de extracție
20m
105m
20m
Oriz I
II
III
IV
V
VI m
VI
Zona de exploatare cu rambleu hidraulic
85°
Legendă
Rambleu uscat
Surpare
Rambl. hidraulic

Fig. 7. Determinarea zonei de exploatare cu rambleu (Secțiune transversală)

Trecerea la exploatarea cu rambleu hidraulic a unei zone atît de mari în stratul principal, a condus la creșterea prețului de cost cu aproximativ 2 lei/t extrasă și a determinat micșorarea vitezei de extragere a cărbunelui în această zonă, micșorare de viteză care dacă nu va fi eliminată prin îmbunătățirea metodelor de lucru, poate avea repercusiuni nefavorabile asupra nivelării stratului.

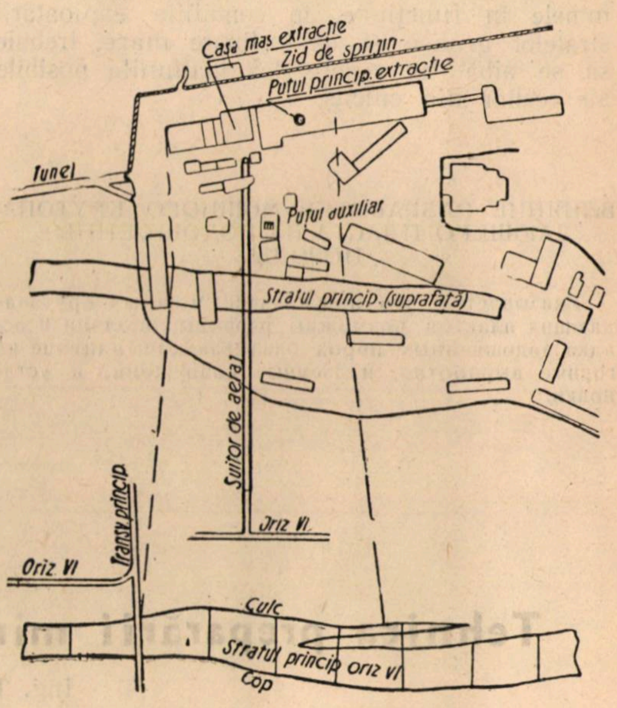

Casa maș. extracție
Zid de sprijin
Puțul princip. extracție
Tunel
Puțul auxiliar
Stratul princip. (suprafață)
Suitor de aeraj
Transv. princip.
Oriz VI
Oriz VI
Culc
Stratul princip. oriz VI
Cop

Fig. 8. Determinarea zonei de exploatare cu rambleu (vedere în plan)

Concluzii

a) Este probabil că trecerea la exploatarea cu surpare a stratului principal a determinat dislocarea și tasarea rocilor din culcuș.

b) Apele de la suprafață favorizate de unele defecțiuni în colectarea și drenarea lor la suprafață, precum și de nerambleierea și nedrenarea lucrărilor miniere părăsite, au contribuit la înmuierea rocilor din culcuș.

c) Efectul combinat al cauzelor expuse mai sus a produs dislocarea și tasarea rocilor din culcuș.

d) Intensitatea și unghiul de surpare și tasare, depind de compoziția rocilor din culcuș fiind în directă legătură cu prezența gresiei în seria de roci și pare să se apropie de unghiul de taluz natural.

e) Pentru a se determina precis unghiul de surpare și tasare a rocilor din culcușul stratelor groase cu înclinare mare și pentru a se rezolva toată seria de probleme ce se ridică, este necesar să se procedeze la un studiu special al problemei, să se coordoneze și să se extindă cercetările teoretice și de laborator, cu rezultatele observațiilor instrumentale, la toate zăcămintele de acest fel.

f) Este necesar să se studieze proprietățile fizico-mecanice ale rocilor din culcuș.

g) La elaborarea noilor proiecte pentru construirea de noi mine, precum și la elaborarea proiectelor de construcții și lucrări miniere la minele în funcțiune, în condițiile exploatării stratelor groase și de înclinare mare, trebuie să se aibă în vedere deformațiunile posibile ale rocilor din culcuș.

Bibliografie

[1] * * * : Manualul Inginerului de Mine, vol. IV, cap. XXV, Edit. Tehnică, București, 1955.
[2] *Medianțev A. N.*: Articol din traducerea revistei „Cărbunele", nr. 5 1953, pag. 48—53.
[3] *Korotkov N. V.*: Articol din traducerea revistei „Cărbunele", nr. 9 1953, pag. 19—25.

★

ВЛИЯНИЕ РАЗРАБОТКИ МОЩНОГО КРУТОПАДАЮЩЕГО ПЛАСТА НА ПОДОШВЕННЫЕ ПОРОДЫ

Указывается, что при наличии мощных крутопадающих пластов возможны разрывы, оползни и осадка подошвенных пород оказывающие влияние на горные выработки, надземные сооружения и установки.

EINWIRKUNGEN AUF DAS LIEGENDE BEIM ABBAU EINES MÄCHTIGEN, SEHR STEILEN FLÖZES

In diesem Aufsatz wird bewiesen dass beim Abbau von mächtigen, sehr steilen Flözen, im diegenden Bewegungserscheinungen auftretten können, die sowohl die Grubendaue als auch din Bauten an der Erdoberfläche in Mitleidenschaft ziehen.

Tehnica preparării minereurilor în medii dense

Ing. **Teodor Popa**

Procedeul de separare în medii dense, a primit o largă răspîndire în tehnica modernă a preparării, datorită marii lui productivități, economicității sale și simplității procesului propriu zis de separare. In esență, metoda constă în introducerea minereului sfărîmat pînă la limita de deschidere a concrescențelor, într-un mediu dens, cu greutatea specifică cuprinsă între greutățile specifice ale mineralelor ce urmează a fi separate. Mineralele cu greutate specifică mai mică decît a mediului plutesc, iar cele cu greutate specifică mai mare, cad la fund, putînd fi astfel separate.

Ceea ce este foarte important în procesul de separare în suspensii grele, este faptul că el nu necesită o clasare prealabilă, așa cum necesită celelalte operațiuni de separare hidrogravitică. Acest lucru rezultă din faptul că greutatea specifică a mediului, este apropiată de a mineralului care plutește, ceea ce conduce la o valoare ridicată pentru coeficientul scării sitelor.

Mediul în care se produce separarea poate fi un lichid cu greutate specifică mare sau un amestec de apă cu suspensii solide, menținute în interiorul lichidului fie prin agitație, fie prin folosirea unor substanțe chimice (electroliți). Lichidele grele nu s-au răspîndit pe scară industrială din cauza faptului că sînt scumpe, sînt instabile, de cele mai multe ori sînt toxice, fie prin minereu tratat, fie pentru oamenii din jur și se recuperează greu. Instalațiile care lucrează în prezent în lume folosesc material îngreunător (suspensoid) în cazul cărbunilor și al mineralelor nemetalifere: argila, cvarțul, ardezia, zgurile de furnal, magnetita și barita, iar în cazul minereurilor: magnetita, galena și ferosiliciul. Utilizarea unor suspensii realizate din însuși minereul supus prelucrării, reprezintă idealul spre care se tinde. S-au folosit, însă numai experimental, materiale îngreunătoare ca: hematita, pirita, oțelul cu mult carbon, cuprul, plumbul atomizat etc.

Cu ajutorul materialelor îngreunătoare menționate mai sus, se realizează suspensii cu greutăți specifice aparente ridicate. Cu cît cantitatea de particole solide din suspensie este mai mare, cu atît greutatea specifică aparentă a mediului este mai mare, însă cu atît crește și viscozitatea lui aparentă.

Practic s-a constatat că se pot obține medii dense cu viscozitate acceptabilă, atunci cînd greutatea specifică a mediului dens, este pînă în jur de jumătate din greutatea specifică a materialului de îngreunare. Cu cît greutatea specifică a suspensoidului este mai mare, cu atît viscozitatea mediului dens este mai mică, pentru o aceiași valoare a densității mediului.

Cu ajutorul suspensiilor de cvarț (nisipuri), se pot realiza medii de viscozitate acceptabilă, pînă la greutatea specifică de 1,8. Ele pot fi folosite pentru prepararea cărbunilor.

Suspensiile cu argilă sînt mai vîscoase decît cele cu cvarț, pentru o aceiași greutate specifică realizată a mediului, însă sînt mai stabile. Se folosesc tot în tehnica preparării cărbunilor.

Suspensiile cu magnetită, pot atinge greutatea specifică maximă de 2,55. Uneori magnetita se foloseşte în amestec cu ferosiliciul, magnetita fiind mai ieftină, iar ferosiliciul avînd greutate specifică ridicată (circa 7 kg/dm³). Suspensiile numai cu magnetită, se folosesc la separarea mineralelor mai uşoare şi a cărbunilor.

Galena pură dă medii dense cu greutatea specifică maximă de 4,3 însă cu galena industrială nu se depăşeşte cifra de 3,3. Galena prezintă dezavantajul că are duritate scăzută (2,5—2,75), fapt care conduce la degradarea ei în timpul lucrului şi în plus recuperarea ei este mai dificilă decît a magnetitei şi ferosiliciului. Suspensiile cu galenă se folosesc la separarea minereurilor.

Ferosiliciul este un aliaj al fierului, cu 15—22% siliciu şi puţin carbon, care are bune proprietăţi pentru utilizarea lui în medii dense, întrucît are greutatea specifică mare (6,3—7 kg/dm³), este dur (7,3—7,6) şi poate fi recuperat cu uşurinţă pe cale magnetică, datorită permeabilităţii sale. Aliajele de acest tip cu peste 22% siliciu, au permeabilitate magnetică scăzută şi deci nu pot fi recuperate cu uşurinţă, iar cele cu mai puţin de 15% siliciu, ruginesc repede. Cu ajutorul ferosiliciului, se pot obţine medii dense suficient de fluide, cu greutate specifică aparentă pînă la 3,5. Ferosiliciul necesar separărilor în medii dense, se macină uscat în mori cu bile sau bare. Fineţea de măcinare indicată de diferitele standarde aplicate în străinătate, este de 95% sub 0,1 mm şi 40% sub 0,04 mm. Din cauza faptului că ferosiliciul se umezeşte greu, el trebuie agitat în vase de pregătire şi lăsat să stea astfel cîteva zile înainte de a fi folosit. În cazul cînd ferosiliciul nu este bine umezit, recuperarea lui pe cale magnetică nu se poate face în condiţii satisfăcătoare.

Indiferent de materialul din care sînt realizate suspensiile, ele trebuie să îndeplinească anumite condiţii, dintre care cele mai importante sînt: să aibe o greutate specifică corespunzătoare şi constantă, să aibe o stabilitate cît mai mare şi viscozitate cît mai redusă, să nu adere la minereu, să nu reacţioneze cu minereu, să nu fie corosive pentru aparatură şi să fie rezistente la roadere. Importante sînt stabilitatea şi viscozitatea mediului, întrucît ele asigură obţinerea unor indici tehnologici buni şi constanţi. Prima asigură o greutate specifică constantă a mediului, iar a doua o viteză de separaţie şi deci o capacitate de lucru mai mare. Din această cauză, în instalaţii, controlul se efectuează asupra greutăţii specifice a suspensiei şi asupra viscozităţii acesteia. Controlul greutăţii specifice se face în instalaţiile neautomatizate de 2—3 ori pe oră, prin cîntărirea unui vas calibrat, iar corectarea ei se face prin adaos de suspensie sau apă. Rezultatele practice arată că greutatea specifică a suspensiei se poate menţine uşor cu variaţii sub 0,01 puncte. In instalaţiile moderne, menţinerea suspensiei la o greutate specifică constantă, se face automat.

Controlul viscozităţii se face la aproximativ 2 ore, corectarea ei făcîndu-se printr-un adaos mai mare sau mai mic de suspensie decît cel normal. Viscozitatea se menţine cu atît mai bine, cu cît suspensoidul este mai dur. Impurificarea mediului cu particole de minereu, în timpul lucrului, măreşte viscozitatea aparentă a acestuia.

Studiile efectuate asupra variaţiei viscozităţii diferitelor medii dense, în funcţie de greutatea specifică aparentă a acestora, au arătat că, în funcţie de suspensoidul folosit, viscozitatea creşte lent pînă la punctul critic, după care ea creşte brusc, astfel încît mediul respectiv nu mai poate fi folosit pentru separarea mineralelor (vezi fig. 1).

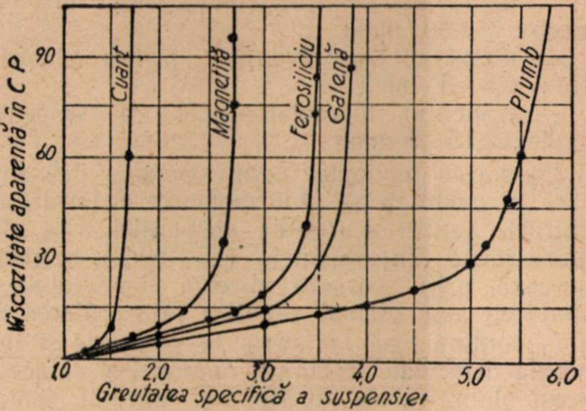


Fig. 1. Viscozitatea mediilor dense realizate cu diverşi suspensoizi.

Practic s-a constatat că pentru domeniul critic, solidul ocupă 17—29%, din volumul total al suspensiei, iar pentru o fluiditate aproximativ nulă, volumul ocupat de suspensoid este de 42—45%.

Forma şi dimensiunile particolelor ce compun suspensoidul, influenţează şi ele viscozitatea. Pentru o aceiaşi greutate specifică aparentă a mediului, particolele rotunde dau o viscozitate mai mică decît cele colţuroase. Din această cauză mediile recuperate au viscozitate mai mică decît cele proaspete. Cu cît granulele sînt mai mari, cu atît viscozitatea este mai mică, însă creşte viteza lor de sedimentare şi deci scade stabilitatea mediului. Pentru un mediu de o greutate specifică dată, este important să se găsească un raport optim între proporţia de material fin, care aduce după sine stabilitate mare şi proporţia de material grob, care atrage după sine o viscozitate mai scăzută. Practic, viteza de depunere a celor mai mari particole de suspensie, trebuie să fie mai mică decît viteza celor mai fine particole de minereu. Anumite substanţe coloidale, măresc stabilitatea suspensiei. Astfel un adaos de 0,2% fosfat trisodic, măreşte stabilitatea galenei. In cazul ferosiliciului, se poate folosi pentru acelaşi scop bentonita. Contaminarea suspensiei cu minereu fin, sau cu suspensii argiloase, provoacă mărirea viscozităţii aparente a mediului şi scăderea greutății ei specifice. De aceea minereurile argiloase trebuie spălate înainte de a fi introduse în mediul dens. Deoarece în produsele obținute prin separare aderă și o parte din particolele suspensoidului, ori cît de bine ar fi condus procesul, este necesar ca aceste particole să nu aducă, datorită compoziției lor chimice, o impurificare de așa natură a concentratelor, încît procesul să devină prohibitiv.

Domeniul de aplicație a aparatelor de separare în medii dense este cuprins între 0,15—80 mm limita superioară aplicată de regulă în practică fiind în jur de 50 mm, fără însă a fi rigidă. Acest domeniu larg, poate fi împărțit în funcție de aparatura folosită, în următoarele grupe:

— domeniul separatoarelor pentru material grob: 3—80 mm;

— domeniul separatoarelor pentru material fin: 0,5—5 mm;

— domeniul hidrocicloanelor cu suspensii grele: 0,15—5 mm.

Produsele obținute prin operația de separare în medii dense sînt evacuate și trecute pe ciururi, pentru scurgerea suspensiei. Cea mai mare parte din suspensie (85—90%), se recuperează prin scurgere directă, iar restul se spală cu apă. Șlamul rezultat prin spălarea cu apă, conține însă în afară de suspensie și minerale degradate în cursul operației și de aceea acest șlam, trebuie purificat și îngroșat, pentru a realiza recuperarea suspensiei. Din această cauză, operațiunea de separarea în suspensii grele, cuprinde de fapt două faze principale:

1) concentrarea propriu zisă;

2. recuperarea și purificarea suspensiei.

În operațiunea de concentrare propriu zisă se cuprinde:

— sfărîmarea pînă la gradul de concreștere dintre mineralele utile și cele sterile;

— spălarea materialului în cazul cînd conține argilă sau săruri solubile;

— clasarea materialului pentru a se putea încadra în domeniul de aplicație al diferitelor tipuri de aparate;

— concentrarea propriu zisă.

Operațiunea de recuperare și purificare a suspensiei cuprinde:

— scurgerea directă și scurgerea prin stropire cu apă pe ciururi a produselor obținute;

— purificarea suspensiei printr-un procedeu de separare;

— îngroșarea și recircuitarea suspensiei.

Pentru purificarea suspensiei, se aplică în instalațiile de preparare a cărbunilor, clasarea mecanică, aceasta fiind suficientă pentru separarea șlamului din suspensia propriu zisă.

În instalațiile ce folosesc ca mediu îngreunător galena, se aplică rotația sau separarea pe mese de concentrare, pentru recuperarea mediului, iar în cele ce folosesc materiale îngreunătoare cu proprietăți magnetice, se aplică separarea magnetică.

Îngroșarea mediului purificat se face în îngroșătoare sau în hidrocicloane, iar în cazul ferosiliciului, în clasoare cu spirală.

Recuperarea mediului constituie capitolul cel mai scump al operației de separare în suspensii grele.

Aparatura cu care se lucrează în operațiunea propriu zisă de separare, constă în cazul materialelor grobe (3—80 mm), din conuri sau piramide așezate cu vîrful în jos, în care se introduce mediul dens și care sînt prevăzute cu dispozitive de agitare, dispozitive de introducere a minereului și dispozitive de evacuare a produselor obținute. În cazul materialelor mai fine se folosesc aparate de construcție specială: aparate cu jghiaburi, benzi, clasoare spirale, tromele prevăzute cu transportor helicoidal etc., sau hidrocicloane cu suspensii grele. În trecutul apropiat, se foloseau exclusiv aparate cu cuvă adîncă (conice și piramidale). Ele însă nu satisfăceau toate cerințele industriei, neputînd fi aplicate minereurilor de fină concreștere, care sînt atît de răspîndite în scoarța pămîntului. Tehnica modernă a rezolvat această problemă, prin folosirea aparatelor cu cuvă scundă și a hidrocicloanelor. Cu aceste aparate nu se pot însă concentra minereurile

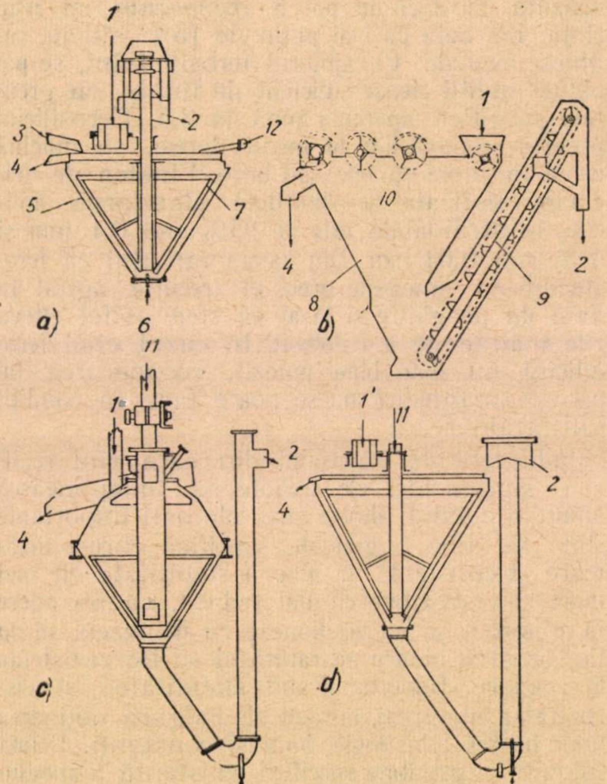


Fig. 2· Tipuri de aparate cu cuvă adîncă, *a, c, d* — conice (evacuare cu pompă Mamuth); *b* — piramidal (evacuare cu elevator cu cupe găurite).
1 — minereu; 2 — produs greu; 3 — suspensie uzată recircuitată; 4 — produs ușor; 5 — vas conic de tablă; 6 — aer; 7 — agitator; 8 — vas piramidal; 9 — elevator; 10 — transportoare; 11 — suspensii; 12 — suspensie proaspătă.

sub 0,15—0,20 mm. Din această cauză, la deschiderea materialului în vederea operațiunii de separare, trebuie dată o atenție deosebită sfărîmării, pentru a nu rezulta o cantitate prea mare de material mai mic de 0,15 mm.

Tipurile de aparate cu cuvă adîncă pot fi văzute în fig. 2 (*a, b, c, d*).

Aceste tipuri de aparate sînt prevăzute fie cu dispozitive de agitare pe cale mecanică, fie cu aer comprimat, fie cu cele două metode combinate. Tipurile *a, c* și *d*, sînt de formă conică, iar tipul *b*, este de formă piramidală. La toate aceste tipuri, alimentarea se face pe la partea superioară a aparatelor, tot la partea lor superioară se obține produsul care plutește, iar la partea inferioară produsul care cade la fund.

Evacuarea materialului ce cade la fundul separatorului, constituie problema cea mai grea în construcția acestuia, întrucît evacuarea produsului respectiv trebuie să se facă împreună cu o cantitate cît mai mică din suspensie, pentru a nu se produce în interiorul conului curenți descendenți dăunători.

Dispozitivele de evacuare a produselor căzute din fig. 2 (*a, c* și *d*) sînt pompe Mamuth, ce lucrează cu un consum de aer comprimat de circa 35—50 m^3 pe tona de minereu brut, la o presiune de regim de 2,5—3 at. Dispozitivul de evacuare din fig. 2, *b* este un elevator cu cupe găurite. El este folosit la separarea în medii dense a cărbunilor de granulație mare. Elevatorul prezintă avantajul că antrenează în timpul lucrului o cantitate mai mică de suspensie decît dispozitivele cu aer comprimat.

Produsele ce plutesc sînt evacuate fie prin împingerea lor de către materialul brut cu care se alimentează încontinuu acestea, fie prin antrenarea lor cu ajutorul unor transportoare cu palete, sau al unor benzi cu raclete.

Alimentarea cu minereu a tipurilor de aparate descrise mai sus, se face fie direct de pe banda de transport, fie printr-o țeavă specială sub nivelul suspensiei. Primul procedeu produce vîrtejuri în masa suspensiei.

Aparatele de separare în suspensii grele, se folosesc pentru separarea mineralelor între care există o diferență de greutate specifică de cel puțin 0,05—0,1 puncte, pe cînd în cazul zețajului de exemplu, care are aproximativ același domeniu de aplicație, este necesară o diferență de cel puțin o unitate, pentru ca procedeul să se desfășoare în bune condiții.

Aparatele cu cuvă adîncă, sînt folosite în cazurile în care o sfărîmare la 15—50 mm, eliberează cea mai mare parte din mineralele utile, prin desfacerea concrescențelor. Ele tind să înlocuiască alegerea manuală și vechile metode gravimetrice de separare. Deoarece ocupă spațiu foarte redus, pot fi montate și în subteran, sterilul rezultat putînd fi folosit direct pentru rambleiere. Așa de exemplu, pentru o instalație care prelucrează 50 t/h, este nevoie de o suprafață de 15 × 11 m^2, cu o înălțime de 12 m, care se poate ușor realiza în subteran.

Uneori prin operațiunea de separare în aparate cu cuvă adîncă se obțin concentrate finale (de exemplu în cazul cărbunilor și al minereurilor de fier și mangan etc.) alteori însă operațiunea se limitează la evacuarea unor sterile curate și obținerea unor preconcentrate, în scopul ușurării operațiunilor ulterioare de sfărîmare, care se știe că sînt cele mai scumpe operațiuni de preparare.

Productivitatea aparatelor cu cuvă adîncă este foarte mare: 25—50 t/m^2 și oră, pentru minereurile feroase și pentru cărbuni și 7—12 t/m^2 și oră pentru minereurile greu de tratat.

Diametrul conurilor separatoare variază între 1,5—6 m.

La o instalație din străinătate, 2 separatoare cu diametrul de 2,5 m, tratează circa 7 000 tone minereu de fier în 24 ore, înlocuind circa 60—70 mașini de zețaj și necesitînd doar 3 lucrători pe schimb. În general numărul de lucrători pe schimb folosiți în diferitele instalații din străinătate variază între 2—6 oameni pe schimb, în funcție de mărimea instalațiilor.

Consumul de energie, este de circa 0,8—4 Wh/tona de minereu brut, din care circa 2/3 se consumă pentru evacuarea produsului căzut la fundul aparatului, iar restul pentru acționarea celorlalte aparate (ciururi, recuperatoare de mediu etc.).

Consumul de apă este de circa 150—200 l/tona de minereu brut, astfel încît metoda este avantajoasă acolo unde nu există apă suficientă.

Consumul de suspensoid este de 250—600 g/tona de minereu tratat în cazul ferosiliciului și de 75—150 g/tona de minereu, în cazul galenei. În cazul cînd se folosește un amestec de ferosiliciu cu magnetită, în scopul obținerii unui preț redus, raportul între cele două substanțe îngreunătoare este în jur de 1 : 1.

În preocupările specialiștilor în preparare, au intrat în ultimul timp alte aparate de separare în suspensii grele decît cele cu cuvă adîncă descrise mai sus. Este vorba de separatoarele tambur și clasoarele spirale pentru minereurile de dimensiuni mai mari și de separatoarele cu jghiaburi și cele cu benzi, pentru minereurile de dimensiuni fine. Toate acestea sînt cunoscute sub denumirea generală de aparate cu cuvă scundă. La aceste aparate se elimină neajunsul pe care îl prezintă aparatele conice adînci de a avea variații de greutate specifică a suspensiei, la diferitele nivele ale aparatelor. În plus volumul suspensiei în separatoarele cu cuvă scundă, este de 2—3 ori mai mic decît cel al separatoarelor cu cuvă adîncă. Adîncimea separatoarelor cu cuvă scundă este de 0,6—2 m. Desigur că în felul acesta și drumul parcurs de granulele ce cad la fund, este mult mai scurt și de aceea productivitatea acestor aparate este mai mare. De asemenea înălțimea de ridicare a produsului căzut și înălțimea de recircuitare a suspensiei fiind mai mică și consumul de energie va fi mai scăzut, iar costul operației de separare mai mic. De altfel și cantitatea de suspensie care se descarcă odată cu produsele este mai mică, fapt care de asemenea conduce la un consum mai redus de energie.

Deoarece înălțimea de cădere a produsului greu este mai mică, se pot folosi medii grele mai vîscoase.

Separatoarele cu cuvă scundă lucrează fără elevatoare sau pompe Mamuth. Ele pot fi oprite pe perioade de timp mai lungi, fără a se evacua din ele suspensia și minereul și pot fi din nou repuse în funcție cu ușurință. In separatoarele conice, în caz de întreruperea lucrului, suspensia și minereul trebuie evacuate, pentru ca aparatul să nu se înfunde. Separatoarele cu cuvă scundă sînt ușor de deservit, exploatarea lor este sigură, iar defectările sînt rare.

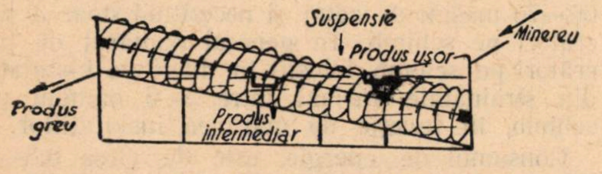


Fig. 3. Clasor spiral

Dintre aparatele cu cuvă scundă folosite pentru materialul mare și mijlociu, sînt de menționat clasoarele spirale (fig. 3) și separatoarele tambur helicoidal (fig. 4).

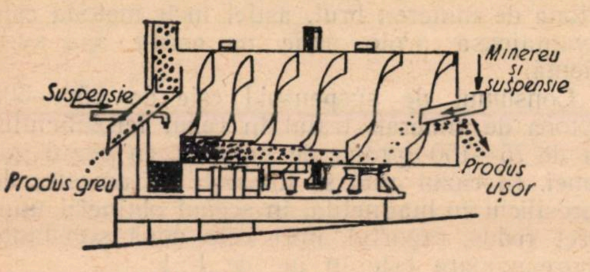


Fig. 4. Separator tambur

La primul tip de separator se obțin trei produse: concentrat, produs intermediar și steril. Dimensiunea de minereu ce poate fi tratată în acest tip de aparat, este limitată la 35—50 mm, fapt care constituie un neajuns al aparatului. Productivitatea acestuia este însă mare. Un separator cu spirală cu diametrul de 2 m, are o capacitate de 200 t/oră.

Separatoarele tambur, cu spirală transportoare montată pe peretele interior al tamburului, pot concentra minereuri de mărime pînă la 50—80 mm. Minereul circulă în aparat în contra curent cu suspensia nou introdusă. Concentratul este împins spre capătul mai ridicat al tamburului, de o spirală sudată de peretele interior al aparatului. In acest tip de aparat, se petrece o mărunțire mult mai mică a minereului și suspensiei, în comparație cu clasorul spiral.

Productivitatea tamburelor cu spirală interioară este de circa 20 t/oră și m^2 din suprafața de lucru a suspensiei. Un tambur cu diametrul de 1,5 m și lungimea de 3,6 m, prelucrează 50 t/oră minereu de fier, iar unul cu diametrul de 2,1 m și lungimea de 4,8 m, prelucrează 100 t/oră. Separatoarele tambur sînt considerate ca cele mai moderne aparate de separare în suspensii grele a minereurilor de granulație mare, deoarece au o construcție simplă, nu necesită dispozitive speciale pentru evacuarea produselor grele, dă produse mai curate, și nu produce degradarea minereului și a suspensiei. Ele prezintă însă dezavantajul că nu dau decît 2 produse, iar pentru obținerea eventualelor produse intermediare, este necesară introducerea în fluxul tehnologic a unor alte separatoare.

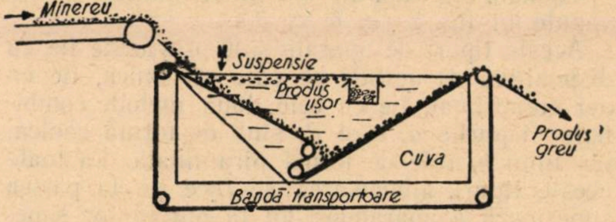


Fig. 5. Separator cu bandă

Pentru materialele de dimensiuni mai fine (pînă la limita inferioară de 0,5 mm), se folosesc separatoarele cu bandă (fig. 5).

La aceste tipuri de aparate, evacuarea produsului greu se efectuează cu ajutorul unei benzi, iar evacuarea produsului ușor, se face la partea superioară a aparatului și lateral, pe un jghiab de deversare, prin simpla împingere a produsului de către minereul de alimentare.

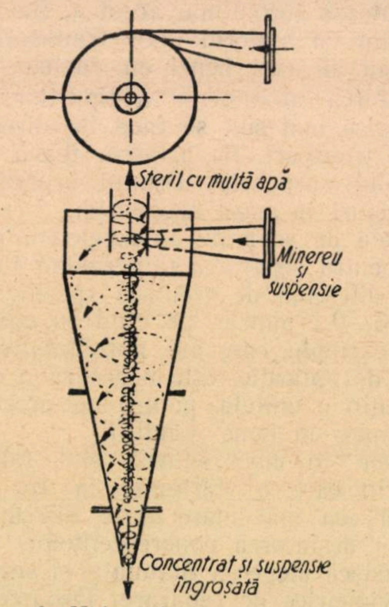


Fig. 6. Hidrociclon cu suspensie grea

Pentru separarea minereurilor foarte fine, pînă la limita inferioară de 0,15—0,20 mm se folosesc hidrocicloanele ce lucrează cu suspensii grele. In aceste aparate se mărește greutatea specifică statică a mediului introdus, cu 0,5—0,7 puncte, datorită forțelor centrifuge și centripete ce iau naștere în aparat, ca urmare a faptului că minereul împreună cu suspensia, se introduc tangențial în aparat și sub o presiune de circa 1—3 at. In aparat ia naștere un curent turbionar dirijat de sus în jos și care conține concentratul și suspensia îngroșată și un alt curent dirijat de jos în sus și care conține sterilul alături de o mare cantitate de apă (vezi fig. 6).

Ca urmare a celor menționate mai sus, un mediu dens, de exemplu de magnetită, cu greutatea specifică statică de 2,3—2,5 poate atinge o greutate specifică în interiorul hidrociclonului de 3, fapt deosebit de important la separarea în suspensii grele a minereurilor, care reclamă medii dense cu greutate specifică ridicată (de regulă peste 2,7) și cît mai ieftine. In cazul cînd sînt necesare greutăți specifice mai mari de 3, se pot folosi amestecuri de magnetită și ferosiliciu.

Schemele tehnologice de separare în medii dense cuprind în general circuite principale de sfărîmare, spălare, clasare și concentrare a materialului, precum și circuite auxiliare de recuperare și purificare a suspensiei.

In ultimul timp, atenția specialiștilor din domeniul separărilor în suspensii grele, s-a îndreptat asupra posibilităților de introducere a unor suspensii grele formate din însuși minereul prelucrat. Problema este în curs de experimentare în străinătate, aparatura cu care se fac încercările fiind un jghiab oscilant, ușor înclinat și cu fundul găurit. Datorită oscilațiilor date jghiabului, suspensia poate fi compusă pînă la 60% din volumul ei, din particole de suspensoid. Pentru ca să nu crească prea mult viscozitatea ca urmare a acestui fapt, se folosește un material îngreunător măcinat sub 2 mm. In suspensie se introduce numai atîta apă, cîtă este necesară pentru a umple golurile dintre particolele îngreunătoare. Deoarece această cantitate de apă este în funcție de mărimea particolelor, se introduce întotdeauna o cantitate precisă de apă, pentru o anumită greutate specifică de separare și pentru o anumită mărime a granulelor. La o granulație dată, nu se poate schimba greutatea specifică de separare prin adăogire de apă, decît în limite foarte mici. Cantitatea de apă necesară se introduce prin găurile cu care este prevăzut jghiabul oscilant.

Tratarea produselor obținute, se deosebește fundamental de procedeele descrise anterior, deoarece nu mai este necesar să se facă distincție între minereu și suspensie, iar problema obținerii suspensiei este deosebit de simplă. Suspensia aderentă nu poate strica calitățile concentratului în mod sensibil. Produsele obținute, sînt aduse împreună cu suspensia pe ciururile de recuperare, unde se face o stropire cu apă. Suspensia ce se scurge prin ochiurile ciururilor, este redusă în circuit prin intermediul unei pompe și a unui aparat de condiționare.

Pînă în prezent procedeul s-a aplicat pentru minereuri de dimensiuni cuprinse între 5—70 mm. Productivitatea aparatelor folosite este de 20 t/m^2 și oră. Separarea are loc rapid. O instalație de acest tip a fost pusă în funcție în străinătate în cursul anului 1954 și a dat rezultate bune în separarea minereurilor de fier și a minereurilor de mangan. Prin acest procedeu pot fi concentrate minereurile care necesită o greutate specifică mare a mediului, care nu trebuie sfărîmate prea fin pentru desfacerea concrescențelor, și care au diferențe mai mari de greutate specifică între util și steril. Datele tehnico-economice oferite de acest procedeu, încă nu au fost definitivate.

Ori despre care din procedeele de separare în suspensii grele descrise mai sus ar fi vorba, ele merită întreaga atenție a specialiștilor în domeniul preparării, deoarece pe lîngă faptul că ele ridică indicii tehnici și economici de concentrare ai diferitelor minereuri și ai cărbunilor, obținuți prin alte procedee de separare, fac posibilă tratarea multor minereuri sărace, care în trecutul apropiat nu erau considerate apte de a fi valorificate și prin aceasta măresc rezervele practice de materii prime.

Procedeele de separare în suspensii grele nu sînt sensibile și dau indici tehnologici stabili, chiar și la variații mari în conținutul materialului de alimentare, nefiind necesară în acest scop o operație de alegere manuală în frontul de lucru. Ele se reglează cu ușurință, prin simpla adaptare a greutății specifice a suspensiei, pe cînd reglarea mașinilor de zețaj de exemplu, sau chiar a separatoarelor magnetice, este mai dificilă.

Investiția pentru instalațiile complecte, inclusiv cele auxiliare, este pentru o aceeași capacitate de lucru, de 1,5 ori mai mică pentru separatoarele în suspensii grele decît pentru mașinile de zețaj și de 2 ori mai mică decît pentru separatoarele magnetice.

In anul 1950 s-au prelucrat în lume prin metoda de separare în suspensii grele circa 50 milioane tone de materii prime. Astăzi, procedeul se aplică la: cărbuni, diamante, minereuri de zinc, de plumb, de plumb-zinc, minereuri de fier, de mangan, de wolfram, de staniu, la prepararea pietrișurilor, a magnezitei, fluorinei, granaților, baritei, gipsurilor, bornitului, cromitului, calcopiritei etc. De primă importanță sînt instalațiile pentru prepararea cărbunilor și a minereurilor de fier.

La tratarea unui minereu de Pb-Zn din străinătate, cu conținut de 9,5% Pb și 1,7% Zn, se obțin concentrate cu 57,3% Pb și 9,4% Zn, sterilele eliminate conținînd 0,07% Pb și 0,13% Zn, extracțiile de metal fiind de peste 99% pentru Pb și de 93% pentru zinc.

In cazul minereurilor de fier, plecîndu-se de la minereuri cu 20—25% Fe, pot fi obținute concentrate cu 32—40% Fe, cu o extracţie în metal de circa 80% şi cu eliminarea de sterile cu mai puţin de 11—15% Fe.

Procedeele de separare în suspensii grele sînt importante nu numai pentru minereurile obişnuite, ci şi pentru sterilele rămase de la vechile exploatări şi haldele puţin importante la care pot fi folosite instalaţii portative. În străinătate se folosesc instalaţii portative de 10—150 t/oră.

La noi în ţară s-a trecut deja la aplicarea acestui procedeu la separarea cărbunilor, iar introducerea lui la concentrarea minereurilor şi în special a celor de fier va trebui să constituie o preocupare de primă importanţă pentru tehnicienii noştri.

★

ТЕХНИКА ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ Б ПЛОТНЫХ СРЕДАХ

Приводится ряд общих соображений о способах обогащения руд в плотных средах и описывается соответствующая аппаратура.

Указываются области применения данных способов, а также результаты достигнутые на некоторых обогатительных установках.

DIE ERZAUBEREITUNG MITTELS SCHWERTRÜBEN

In diesem Aufsatz werden die Erzaufbereitungsverfahren mittels Schwertrüben allgemein besprochen und die zur Anwendung dieser Verfahren nötigen Apparate kurz beschrieben. Weiterhin werden die Anwendungsmöglickeiten dieser Verfahren gezeigt und die in einigen Erzaufbereitungsalangen erzielten Ergebnisse angegeben.

Noi apariţiuni de scheelit, în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor (I)

Ing. C. Superceanu

Prezentul studiu semnalează prezenţa şi extensivitatea mineralizaţiilor de scheelit ($CaWO_4$), în întreaga provincie geochimică a banatitelor şi în special în cîteva zăcăminte contactpneumatolitice clasice din Transilvania şi Banat.

Pe teritoriul Republicii Populare Romîne, scheelitul a fost identificat pînă în prezent, într-un singur caz, de către Al. Koch [7] [8], în anul 1924, sub forma cîtorva cristale mici în zăcămîntul de contact de la Ciclova din Banatul de sud.

Scheelitele descrise în lucrarea de faţă au fost puse în evidenţă pentru prima dată, într-o serie de zăcăminte de contact, sub formă de cristale bine dezvoltate şi aglomerări 0,5—3 cm (excepţional 7 cm), asociate cu mineralele metalice, în special cu molibdenitul, bismutina, calcopirita, mispichelul, magnetitul, etc., şi cu mineralele specifice de scarn. (Wolastonit, granaţi, diopsid, tremolit, epidot, calcit etc.).

Apariţiunile de scheelit, fiind foarte variate din punct de vedere al asociaţiilor paragenetice cu mineralele metalice şi cu tipurile de scarne, am considerat necesară o divizare a lor în cinci grupe mari paragenetice, în funcţie de caracteristicele lor mineralogice şi geochimice şi anume:

— parageneza: scheelit-molibdenit-bismutină-sulfosăruri de Bi, Pb, Cu Fe, Te, Ag, etc. în scarne granatice, wolastonitice şi epidotice;

— parageneza: scheelit-magnetit-martit-oligist în scarne andraditice şi epidotice;

— parageneza: scheelit-calcit-calcopirit-cobaltină în autoscarne epidotice şi calcare metamorfozate;

— parageneza: scheelit-mispichel-tetradimit-bismutină în scarne vesuvianice, wolastonitice, diopsidice şi tremolitice;

— parageneza: scheelit-molibdenit-bornit-digenit-tetraedrit în marmore şi scarne granatice — tremolitice;

În general scheelitul, formează două generaţii, una microcristalină contactpneumatolitică şi a doua hidrotermală, reprezentată prin cristale mari, bogate în feţe.

Din cauza suprapunerii paragenezelor contactpneumatolitice cu cele hidrotermale, asociaţiile scheelitului sînt excepţional de variate şi interesante, iar dimensiunile mari ale unor cristale imprimă acestor mineralizaţii un caracter deosebit.

Descrierea detailată a principalelor cinci tipuri paragenetice ale scheelitului, se va face în cele ce vor urma.

Provincia geochimică-metalogenetică a banatitelor, care include zăcămintele de contact, cu apariţiunile de scheelit este una din clasicele şi renumitele provincii miniere ale Europei, în care exploatările de metale (în special cupru şi argint) sînt străvechi, din epoca romană, avînd deci două milenii vechime.

Provincia geochimică a banatitelor este situată în Vestul țării, între Crișuri și Dunăre, masivele de roce banatitice și zăcămintele de contact-hidrotermale, asociate lor, fiind înșiruite pe o zonă orientată aproximativ nord-sud, de aproape 300 km.

Delimitarea geografică și consanguinitatea petrochimică — metalogenetică, a banatitelor și a zăcămintelor din această provincie a fost întrevăzută cu o surprinzătoare claritate de către B. V. Cotta, încă din anul 1864 [4]. Acest mare cercetător al zăcămintelor din Banat și Transilvania, a încadrat de pe atunci provincia banatitelor în marea provincie geomagmatică metalogenetică circum-mediteraniană, în cadrul căreia se situiază zăcăminte de contact, asemănătoare în Jugoslavia, Bulgaria, Italia etc.

Există o bogată literatură geologică și minieră asupra acestor regiuni ; în special în intervalul 1850—1950, s-au scris sute de lucrări ; studii microscopice asupra mineralizațiilor metalifere sînt însă foarte puține.

Zăcămintele de contact, ale provinciei geochimice sînt localizate la contactul dintre rocele eruptive banatitice și zonele de calcare mezozoice sau cu complexele cristaline, care constituiesc fundamentul regiunii.

Excepționala concentrație a mineralizatorilor, din magma banatitică-granodioritică și receptivitatea de fixare a calcarelor mezozoice, care au fost scarnizate și metalizate în domeniul hipoabisic, au fost factorii hotărîtori în individualizarea zăcămintelor atît de numeroase și variate.

De altfel este stabilit că în domeniul hipoabisic, fluidele contactpneumatolitice generatoare de scarne, reacționează cu maximum de eficacitate cu calcarele (sau cristalinul) din cauza factorilor termodinamici P.T.C. care au valorile cele mai favorabile, proceselor de scarnizare și mineralizare.

Rezultatul reacțiunilor contactpneumatolitice, petrecute în zona hipoabisică sînt puternicele zăcăminte de scarne mineralizate ale acestei provincii, care sînt cel mai bine dezvoltate, între 200—500 metri altitudine, fiind în multe cazuri erodate și deschise, (aflorimente) la acest nivel.

Principalele roce intrusive care au luat contact, sînt după cum se știe — granodioritele, granitele și dioritele.

Cînd banatitele iau contact cu calcarele (sau cristalinul) în domeniul subvulcanic, se manifestă intense acțiuni hidrotermale, concretizate prin epidotizări, silicifieri, zeolitizări, cloritizări, piritizări etc. Reacțiile contactpneumatolitice sînt subordonate, iar scarnele formate au o slabă dezvoltare fiind generate mai mult prin procese hidrotermale ca spre exemplu scarnele epidotice, zeolitice, cloritice cu cuarț-calcit și sulfuri metalifere.

Rocele banatitice care s-au ridicat în domeniul subvulcanic sînt reprezentate prin riodacite, dacite-andezite granodiorite porfirice și riolite banatitice. Tranzițiile între termenii efusivi și intrusivi, sînt extrem de variate și numeroase ; iar condițiile locale, au influențat, în multe cazuri, în mod hotărîtor asupra structurii și diferențierii dykurilor mai mici de banatite.

Fenomenele de contaminare și asimilație a calciului în rocele eruptive și fenomenele de endocontact care au generat autoscarne, au jucat de asemenea un rol esențial în procesele de concentrare a anumitor metale în special a fierului și wolframului. Natura petrochimică a rocelor (sedimentare sau metamorfice), cu care au luat contact banatitele au avut influență apreciabilă asupra mineralizației.

Procesele metalogenetice de mineralizare (ale calcarelor) în primă fază au fost reacțiuni contactpneumatolitice în care s-au format masele de scarn (granați, piroxeni, wolastonit, cuarț, feldspați etc.) și anumite minerale ca magnetitul, hematitul, oligistul I, ludwigitul, molibdenitul I scheelitul I, calcopirita, pirotina, cubanitul etc.

A doua fază de mineralizare a fost de tip intermediar, adică pneumatolitică-hidrotermală (cata și mesotermală), în care s-au format minerale ca molibdenitul II, bismutina, tetradimitul, scheelitul II, calcopirita, pirita, bornitul, însoțite de aur, oligist II, blendă feriferă (marmatit), mispichel, cobaltină etc. și scarne epidotice, tremolitice, flogopitice, actinotice, vezuvianice, lievritice, scapolitice, etc. Procesele de epidotizare și silicifiere sînt intense. Există la noi și zăcăminte filoniene, pneumatolitice-catatermale cuarțoase cu molibdenit în banatite lipsite de scarne.

A treia și ultima fază de mineralizare a fost o intensă acțiune hidrotermală sulfuroasă care s-a suprapus primelor faze. Scarnele au fost străbătute și impregnate cu mineralizație hidrotermală complexă (mesotermală) ; precipitîndu-se sulfurile comune ale Cu, Pb, Zn, Fe, sulfosăruri de Bi, Pb, Cu, Te, Fe, etc., sulfoarsenuri de Fe, Co, Ni, etc. Mineralele metalice sînt însoțite de mineralele de gangă obișnuite, ca cuarțul, calcita, fluorina, baritina, ankerit, dolomit, siderit, etc. Scarnele sînt afectate de procesele de silicifiere, piritizare, cloritizare și caolinizare ; piroxenii sînt transformați în amfiboli, silicații magnezieni în talc și clorile, și cei aluminoși în zeoliți, caolin etc.

Această fază s-a extins pînă în domeniul epitermal dînd naștere unor minerale tipomorfe ca realgarul, auripigmentul, stibina, argentitul, hessitul, chiar sulfostibiuri complexe și telururi, aragonit, opal, calcedonie etc.

Zeoliții (desmin, analcim, zoisit etc.), calcitul, cloritele, schweizeritul, sericitul, nontronitul, sînt mineralele de scarn individualizate în această perioadă.

Bineînțeles că nu toate zăcămintele au fost afectate de aceste faze de mineralizare ; în scarnele hipoabisice, uneori lipsește faza III-a, iar în contactele din zona subvulcanică poate lipsi faza I-a și chiar a II-a.

În multe cazuri filoanele hidrotermale (piritoase cuprifere și complexe) părăsesc zonele de scarn, ramificîndu-se în formațiunile calcaroase și cristaline învecinate. Sînt cunoscute și stocuri cu rezerve mari de minereuri plumbo-zincoase și piritoase-cuprifere, tipic mesotermale, situate în apropierea masivelor banatitice, fiind generate prin manifestațiunile hidrotermale ale acestora, însă complet lipsite de scarne.

Există și filoane izolate mai îndepărtate de eruptiv, cu mineralizație plumbo-argentiferă, stibină, arsenuri, aur, pirite aurifere, cu gangă de cuarț, calcit, fluorină, baritină, dolomit etc., formațiuni ce sînt hidrotermale în adevăratul sens al expresiei.

Suprapunerea a trei faze de metalizare succesive în masa acelorași zăcăminte la care se mai adaugă și procesele hipergene de oxidație sau cementație, determină complicația structurală a acestor minereuri și face dificilă examinarea lor microscopică, astfel că interpretările și concluziile metalogenetice se pot trage numai în urma studierii unui număr apreciabil de probe, din toate zonele zăcămintelor.

Distribuția zăcămintelor în provincia geochimică:

— Zona de nord, transilvăneană a provinciei banatitice se evidențiează prin zăcăminte contactpneumatolitice — hidrotermale, de molibdenbismut cu apariții de scheelit și sulfosăruri de Bi, Cu, Pb, Te și Ag (Aparține tipului I paragenetic).

— La nord de Mureș, întîlnim zăcăminte hidrotermale de pirită, cupru, oligist și mineralizații pneumatolitice catatermale de molibden [18].

— La sud de Mureș, în Banatul nord-estic sînt mineralizații hidrotermale sporadice de plumb, argint, zinc stibiu, tetraedrit, fluorină, baritină.

— In Banatul de vest și de est se dezvoltă zăcăminte contactpneumatolitice de fier; scheelitul apare sub formă de cristale mari în special în zona estică. (Aparține tipului II paragenetic [16] [17]).

— In fine în Banatul de sud-vest se remarcă o multitudine de zăcăminte și mineralizații, în care predomină faciesul hidrotermal sulfuros: pirita, calcopirita, sulfosărurile de cupru, însoțite de molibdenit, scheelit, aur și subordonat sulfosăruri de Bi, As, Ag, Co, Ni, Te, Cu, etc., sînt mineralele caracteristice. Aici se integrează tipurile paragenetice III, IV și V ale scheelitului.

Provincia geochimică a banatitelor este tăiată de Dunăre în dreptul zăcămintelor de pirite cuprifere de la Moldova Nouă-Liubcova, continuîndu-se apoi în Jugoslavia (Maidanpek).

Rocele eruptive banatitice, care au generat zăcămintele de contact și hidrotermale ale provinciei, sînt de tip granodioritic cu numeroase faciesuri diferențiate mai acide (granite, cuarțmonzonite, adamelite) și mai bazice (diorite, cuarțdiorite, gabrodiorite, sienogabrouri, melagabrouri etc.) și cu o bogată suită filoniană de aplite și lamprofire, care însă formează o grupă de roce înrudite, strîns legate prin caractere mineralogice și petrochimice comune [2] [3].

Faciesul subvulcanic este reprezentat prin echivalentele efusive ale granitelor, granodioritelor și dioritelor, adică prin riolite banatitice, riodacite, dacite, andezite, granodiorite porfirice etc. In Vlădeasa sînt cunoscute conuri și cratere vulcanice veritabile, alcătuite din riolite banatitice [5].

Există de asemenea o serie extrem de mare de roce de tranziție, între faciesurile hipoabisice și subvulcanice [5] [11].

Banatitele sînt roce cu structură, compoziție mineralogică și chimism extrem de variat, datorită condițiilor termodinamice, foarte diferite și labile, în care s-au diferențiat și s-au consolidat.

Termenul petrografic de banatit, a fost introdus, de B. V. Cotta, încă din anul 1864 [2] [3] [4], în literatura geologică universală, precizîndu-se că prin banatit, nu se înțelege o anumită rocă cu compoziție și structură determinată, ci ansamblul maselor eruptive (intrusive, efusive, acide, neutre și bazice), care au erupt sincronic în Banat și Transilvania, ulterior depunerii formațiunilor jurasice, concomitent cu sedimentarea cretacicului superior, dar înainte de venirile bazaltelor [4].

In celelalte state din jurul Mării Mediterane și Mării Negre, care se integrează în marea provincie geomagmatică circum-mediteraniană, intruziunile și erupțiunile de roce granodioritice (tonalite, adamelite, monzonite etc.) au continuat și în terțiar.

Rocele eruptive banatitice sînt de tip alcalicalcic (pacific), aparținînd magmelor granitice, prezentînd în termenii acizi tendințe mediteraniene *(K)*, iar în termenii bazici se observă un amestec de tendințe potasice și sodice (atlantice) [3].

Provincia geomagmatică circum-mediteraniană, conține o serie de zăcăminte de fier, pirite, cupru și molibden, de tip contact-pneumatolitice și hidrotermal conexate de intrusiunile granodioritice (cu diferențieri acide și bazice, cu faciesuri hipoabisice și subvulcanice) cretacice și terțiare vechi.

Provincia se extinde în principalele state din jurul Mediteranei și Mării Negre (Italia, Jugoslavia, Spania, Africa de Nord, Turcia și Caucazul), după cum reese din harta schematică a lui P. Niggli [10] care cuprinde toate provinciile metalogenetice ale globului.

Astfel în Jugoslavia, în prelungirea zonei mineralizate din Banatul de Sud, sînt zăcămintele contactpneumatolitice de fier și cupru de la Maidanpek și marile zăcăminte cuprifere subvulcanice — mesotermale posteocene de la Bor, Kriveli, Metovnița, etc.

In Bulgaria, sînt cunoscute zăcămintele contactpneumatolitice hipoabisice de la Kirharman, Karabair, Krumovo, Fakija și mineralizațiile subvulcanice hidrotermale de tip Bor, din munții Sredna Gora (Panagjurisce, Elsica, Bresnic, Kneazevo, Celopeț, etc.). In Grecia sînt zăcămintele de molibden de la Axiopollos.

In Italia, provincia mediteraniană, este bine reprezentată în Tirolul de Sud, pe limita alpinodinarică, prin provincia petrografică a tonalitelor (zăcămintele de contact de la Traversella, Brosso, Machetto, Jvrea, Adamello etc., care conțin minereuri de Fe și Cu, subordonat apare Pb-Zn, Mo, W, Co etc.) și provincia Toscanei (Gavorrano, Ravi, Campiglia Marittima, Boccheggiano etc.), apoi Reggio în Calabria, Quittengo în Novara etc.

Insula Elba, se înscrie tot în provincia tonalitelor, fiind reprezentată prin clasicele zăcăminte de fier de la Rio Albano, Terranera, Capobianco, Rio Marina, Calamita etc.

In peninsula Iberică, mineralizațiile de contact sînt mai sporadice; în Spania avem zăcămintele din provincia Huelva (Sierra Aracena, Cala etc.) iar în Portugalia în provincia Alemtejo (Beja, Villa des Frades etc.).

In Africa de nord, zăcămintele din Maroc (Rif, Melila etc.) și zăcămintele analoage de Fe, Co, Cu, Mo, W din Alger și Tunis.

Zăcămintele contactpneumatolitice de cupru, cu apariţiuni de molibdenit și scheelit de la granodiorite sînt cunoscute (din antichitate) în insulele Creta și Cipru, precum și în Turcia.

Caucazul este ramura estică, externă a acestei mari provincii, realizînd, tranziția spre provincia mesozoică a Asiei Centrale. Zăcămintele de contact legate cu granodioritele cretacice și terțiare, sînt răspîndite, fiind mineralizate cu Fe, Cu, Mo, W, Zn, Pb, Co etc. In Caucazul de nord sînt localizate cunoscutele zăcăminte de molibdenit și scheelit (de tip contactpneumatolitic) de la Tirniaus și Karatciai, iar în Transcaucaz zăcămintele de contact și hidrotermale de Cu, Fe, Co din Dașchesan, Armenia, Kedabeg, Djanzul, Alaverdi, Kvarzana etc.

Deși nu formează concentrațiuni prea importante, scheelitul este prezent în multe zăcăminte din cele enumerate mai sus chiar dacă prezintă numai interes pur mineralogic, (provincia tonalitelor și banatitelor); în zăcămintele din Caucaz (Tirniaus) și Maroc, formează zăcăminte importante.

Marile zăcăminte de scheelit în formațiuni de scarne din U.R.S.S., Asia Centrală, sînt legate de granite și granitoide paleozoice (ciclul intrusiv varisc), iar cele din S.U.A. (Nevada și California) de granite și cuarțmonzonite cretacice. Intinsele formațiuni de scarne tactitice (melanocrate) cu scheelit, din Statele Unite, sînt constituie din andradit, epidot, augit, hedenbergit, hornblendă, calcit, cuarț etc.; mineralele metalice specifice fiind scheelitul, molibdenitul, bismutina, pirita, pirotina, blenda, calcopirita, galena etc. Este evident că aparițiunile mineralogice de scheelit în scarne din Banat și Transilvania, sînt de același tip metalogenetic și de vîrstă geologică apropiată, cu zăcămintele de scheelit din S.U.A.

Clasificarea mineralizațiilor cu scheelit. Pentru a putea descrie în mod sistematic, aparițiunile de scheelit, acestea s-au divizat în cinci grupe paragenetice principale (amintite la început), în funcție de caracteristicele lor mineralogice și geochimice, precum și de situația lor în provincia geochimică (de la nord la sud).

Tipul I. Mineralizații de scheelit, asociate cu molibdenit și bismutină (și sulfosăruri de Bi, Pb, Cu, Fe, Ag, Te) în scarne granatice, wolastonitice și epidotice.

Sistemul: $CaWO_4$-MoS_2-$Ca_3Al_2(SiO_4)_3$ — Bi_2S_3 — $CaSiO_3$ — Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) $(SiO_4)_3$

Parageneza geochimică caracteristică: W-Mo-Bi.

Tipul II. Mineralizații de scheelit asociate cu magnetit martitizat în scarne andraditice și epidotice.

Sistemul: $CaWO_4$ — Fe_3O_4 — Fe_2O_3 — $Ca_3Fe_2(SiO_4)_3$ — Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) $(SiO_4)_3$.

Parageneza geochimică caracteristică: W-Fe^{+3}.

Tipul III. Mineralizații de scheelit asociate cu calcit, calcopirită și cobaltină în calcare metamorfozate și autoscarne epidotice.

Sistemul: $CaWO_4$ — $CaCO_3$ — $CuFeS_2$ — CoAsS — SiO_2 — Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) $(SiO_4)_3$. Parageneza geochimică caracteristică: W-Ca-Cu-Co-.

Tipul IV. Mineralizații de scheelit, asociate cu mispichel, tetradimit, bismutină și calcopirită în scarne wolastonitice diopsidice, vesuvianice și tremolitice.

Sistemul: $CaWO_4$ — FeAsS — Bi_2Fe_2S — Cu FeS_2 — Bi_2S_3 — $CaSiO_3$ — $CaMgSi_2O_6$ — vesuvian — tremolit.

Parageneza geochimică caracteristică: W-As-Bi-Te-Cu.

Tipul V. Mineralizații de scheelit, asociate cu molibdenit, bornit- digenit- calcopirită, tetraedrit în marmore și scarne granatice — tremolitice.

Sistemul: $CaWO_4$ — MoS_2 — Cu FeS_2 — Cu_5FeS_4 — Cu_3SbS_{3-4}.

Parageneza geochimică caracteristică: W-Cu-Mo-.

In continuare vom examina detailat cele cinci tipuri de parageneze respectiv cele cinci tipuri de mineralizații de contact, cu scheelit.

I. MINERALIZAȚII DE SCHEELIT, ASOCIATE CU MOLIBDENIT ȘI BISMUTINĂ ÎN SCARNE GRANATICE, WOLASTONITICE ȘI EPIDOTICE

Zăcămîntul contactpneumatolitic de molibdenit și bismutină, în care s-a pus în evidență prezența scheelitului, este situat de-a lungul unei linii de dislocație, între complexul de șisturi negre permo-carbonifere și calcarele mesozoice, ce au fost intens metamorfozate de banatite.

Fundamentul regiunii este constituit dintr-un complex sedimentogen, de vîrstă permo-carboniferă, format din bancuri puternice de șisturi argiloase negre și roșcate, cuarțite negre cu intercalații grezoase și conglomerate.

Formația permiană superioară de verrucano, este de asemenea prezentă sub formă de gresii şi conglomerate roşcate-violacee, depuse peste porfire cuarţifere şi porfirite, care astfel au vîrstă de erupţie permiană inferioară.

Peste aceste formaţiuni paleozoice sînt suprapuse calcarele mesozoice (triasice, liasice şi titonice neocomiene).

Regiunea este puternic tectonizată, caracterizîndu-se prin structuri de pînze de şariaj şi solzi ; lentile de şisturi negre şi roşii în calcare precum şi intercalaţii de marmore în şisturi sînt frecvente. Două din zonele fracturate sînt în general scarnizate, iar din cauza metamorfismului, diferitele formaţiuni sînt dificil de separat.

Şariajul are vîrsta mesocretacică, după el a urmat activitatea magmatică care a avut loc în cretacicul superior (între gault şi senonian). Ea a început prin intruziunea banatitelor (granodiorite, granite, porfire granodioritice şi granitice ; sienite etc.) şi s-a continuat prin andezite, riodacite, dacite şi riolite.

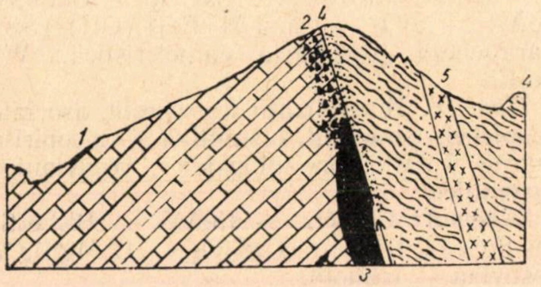


Fig. 1. Profil schematic a tipului 1 de zăcăminte contactpneumatolitice de molibden-bismut cu apariţiuni mineralogice de scheelit. Mineralizaţiile sînt situate în scarne granatice *(3)* şi wolastonitice *(2)*, la contactul normal dintre calcarele mesozoice *(1)* şi complexul sedimentar permo-carbonifer (parţial cornificat) *(4)*. In dreapta, porfirite paleozoice *(5)*. Fluidele contactpneumatolitice au urmat traectul lor ascensional pe linia de dislocaţie (direcţia săgeţii).

Este foarte interesant, faptul că în această regiune se găsesc lave dacitice, andezitice şi riolitice, erupte în cretacicul superior, prin urmare cu mult înaintea lavelor de acelaşi tip din munţii Metalici, a căror punere în loc s-a produs în timpul fazelor neogene.

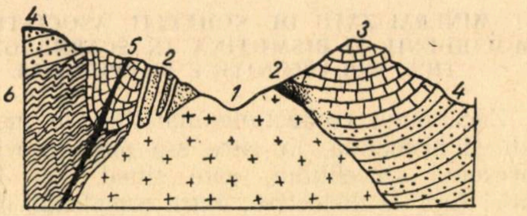


Fig 2. Profil schematic al tipului II de zăcăminte de contact, *(2)* situate în zona limitrofă a banatitului sienitic *(1)* cu complexul sedimentogen paleo-mesozoic *(3* = calcare titonice-neocomiene, *4* = gresii liasice, *5* = filoane eruptive de porfirite, *6* = şisturi roşii şi gresii permiene)

Privite în ansamblul lor, mineralizaţiile şi zăcămintele se divizează în mod natural în cinci grupe :

1. Zăcămintele contactpneumatolitice de Mo, Bi, Cu cu apariţiuni de scheelit, în scarne granatice, wolastonitice, epidotice şi tremolitice, situate pe contactele anormale dintre calcarele mesozoice marmorizate şi complexul sedimentogen permo-carbonifer (fig. 1). Corpurile mineralizate au formă de stocuri verticale sau înclinate, cilindro-conice, neregulat distribuite în scarn.

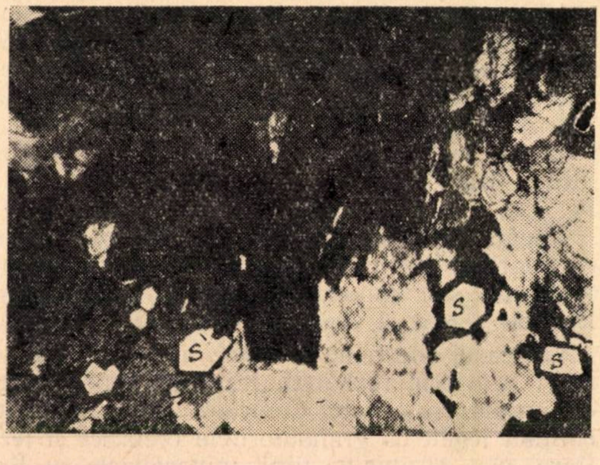


Fig. 3. Scarn granatic cu molibdenit (negru) şi scheelit (s, alb) (alb-cenuşiu = diopsid + plagioclazi) (secţiune subţire, mărire 250 x).

Fluidele contactpneumatolitice generatoare de scarne şi soluţiile hidrotermale, au pătruns pe liniile de dislocaţie, fiind provenite probabil, de la corpuri banatitice situate în adîncime.

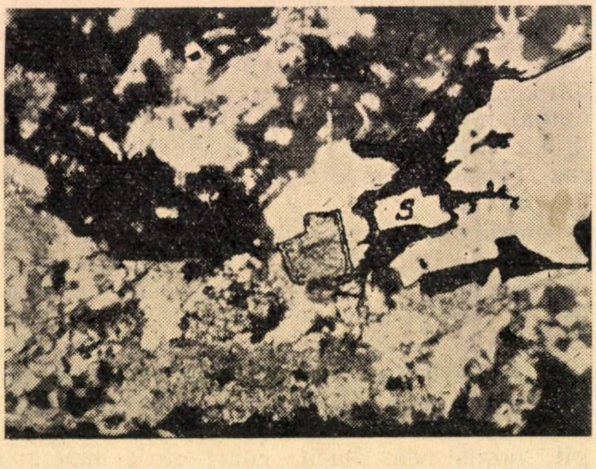


Fig. 4. Scarn diopsidic — plagioclazic, cu sulfuri bismutifere (negru), cuarţ-calcit şi scheelit (s). (Secţiune subţire, mărire 250 x).

2. Zăcăminte de contact tipice, cu mineralizaţie de Cu, Fe, Pb, Zn, Ag situate în zonele limitrofe şi de reacţie dintre banatit şi calcare,

(fig. 2). Zonele periferice și învecinate ale scarnelor sînt mineralizate cu sulfuri complexe (Cu, Pb, Ag, Zn) și mai rar sulfuri de Pb, Bi, Cu, Fe, Ag, Te de origine hidrotermală. Mineralizația prezintă o zonalitate destul de distinctă pe orizontală și verticală.

3. Lentile și filoane de sulfuri complexe hidrotermale (Cu, Bi, Pb, Zn, Ag) la limita dintre calcare și complexul permocarbonifer.

4. Stocuri și impregnațiuni de sulfuri cuprifere și complexe, în calcare compacte, pe liniile de fracturi.

5. Filoane și impregnațiuni, hidrotermale cuarțoase, cu sulfuri complexe (Pb, Cu, Zn, Ag) în complexul sedimentogen permo-carbonifer și în porfiritele paleozoice.

Nu este cazul să insistăm aci asupra particularităților geologice și chiar mineralogice ale zăcămintelor, deoarece acestea sînt bine descrise în literatură [5] [9] [12] [13], ci ne vom opri la examinarea paragenezelor scheelitului care apare asociat cu molibdenitul, bismutina și sulfosărurile de Bi-Pb-Cu-Te.

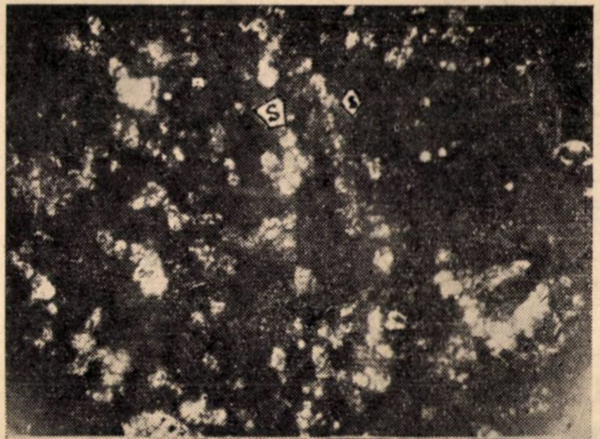


Fig. 5. Scarn granatic (negru), cu incluziuni de diopsid (alb) și scheelit (s). (Secțiune subțire, mărire 400 x).

Compoziția mineralogică a minereurilor este impresionant de bogată, fiind identificate pînă în prezent aproximativ 60 minerale metalice și 40 minerale constituente ale scarnelor.

Mineralele metalice, în general sulfuri și sulfosăruri sînt molibdenitul (MoS_2), scheelitul ($CaWO_4$), bismutina (Bi_2S_3) tetradimitul (Bi_2Te_2S), apoi mineralele sulfuroase complexe obișnuite: calcopirita- blenda- galena- tetraedrit-pirita; sulfosăruri de Bi-Pb, ca galenobismutitul ($PbS.\ Bi_2S_3$), cosalitul ($2PbS.Bi_2S_3$) și rezbanitul ($2PbS.3Bi_2S_3$) (?).

Sulfosăruri de Bi-Cu: emplectitul ($Cu_2S.Bi_2S_3$) și wittichenitul ($3\ Cu_2S.Bi_2S_3$).

Metale native: aur, argint, cupru, bismut și telur.

Mineralele cuprifere, abstrăgînd calcopirita sînt reprezentate prin bornit (Cu_5FeS_4), digenit (Cu_9S_5), calcosină (α-β- Cu_2S). Dintre sulfoarsenuri numai gersdorfitul ($NiAsS$) a fost semnalat.

Mineralele de argint, apar ca rarități; se menționează argentitul (Ag_2S), stromeieritul ($(Ag, Cu)_2S$) și bessitul (Ag_2Te) [12].

O poziție specială ocupă oligistul și magnetitul, ce se ivesc foarte rar formînd însă concentrațiuni mari remarcabile, în niște mineralizații învecinate cu scarne magneziene.

In afară de mineralele metalice primare enumerate, în acest zăcămînt s-au mai descris în literatură [12], aproape 40 minerale secundare, din zona de oxidație, dintre care bismitul $Bi_2O_3nH_2O$), wulfenitul (PbM_0O_4), crocoitul ($PbCrO_4$), anglezitul ($FbSO_4$), cerusitul ($Pb\ CO_3$), piromorfitul $Pb_5\ (PO_4)_3Cl$ și o serie de sulfați hidratați de Pb (leadhilit, linarit, caledonit) sînt mai remarcabili.

Mineralele cuprifere de oxidație sînt numeroase; amintim cuprul nativ, cupritul, tenoritul, crisocolul, crednerițul, malahit, azurit, brohantit, calcanit, tirolit, lunnit, auricalcit etc. Intim asociate cu acestea sînt carbonați, silicați și sulfați de zinc (smitsonitul, hemimorfit, goslarit etc.), hidroxizi fero-magamiferi (limonit, göthit, psilemelan etc., aragonit, gips, opal etc.

Mineralele de scarn, specifice sînt: wolastonitul, granați (grosular, hesonit și andradit), tremolitul, diopsidul, epidotul, vesuvianul, cuarțul, calcitul și fluorina.

Ceva mai puțini răspîndiți sînt feldspații (andesin, byttownit, anortit), actinotul, flogopitul, clonitele (penin, clinoclor), bustamitul, scapolitul, antigoritul, crisolitul, talcul, pirofilitul, titanitul, apatitul, cordieritul și zeoliții.

Compoziția mineralogică a acestor formațiuni, ne arată că avem de a face cu scarne leucocrate; scarnele tactitice cu scheelit din S.U.A., sînt scarne melanocrate; la fel sînt scarnele scheelitice din U.R.S.S., Asia Centrală.

Minerale metalice

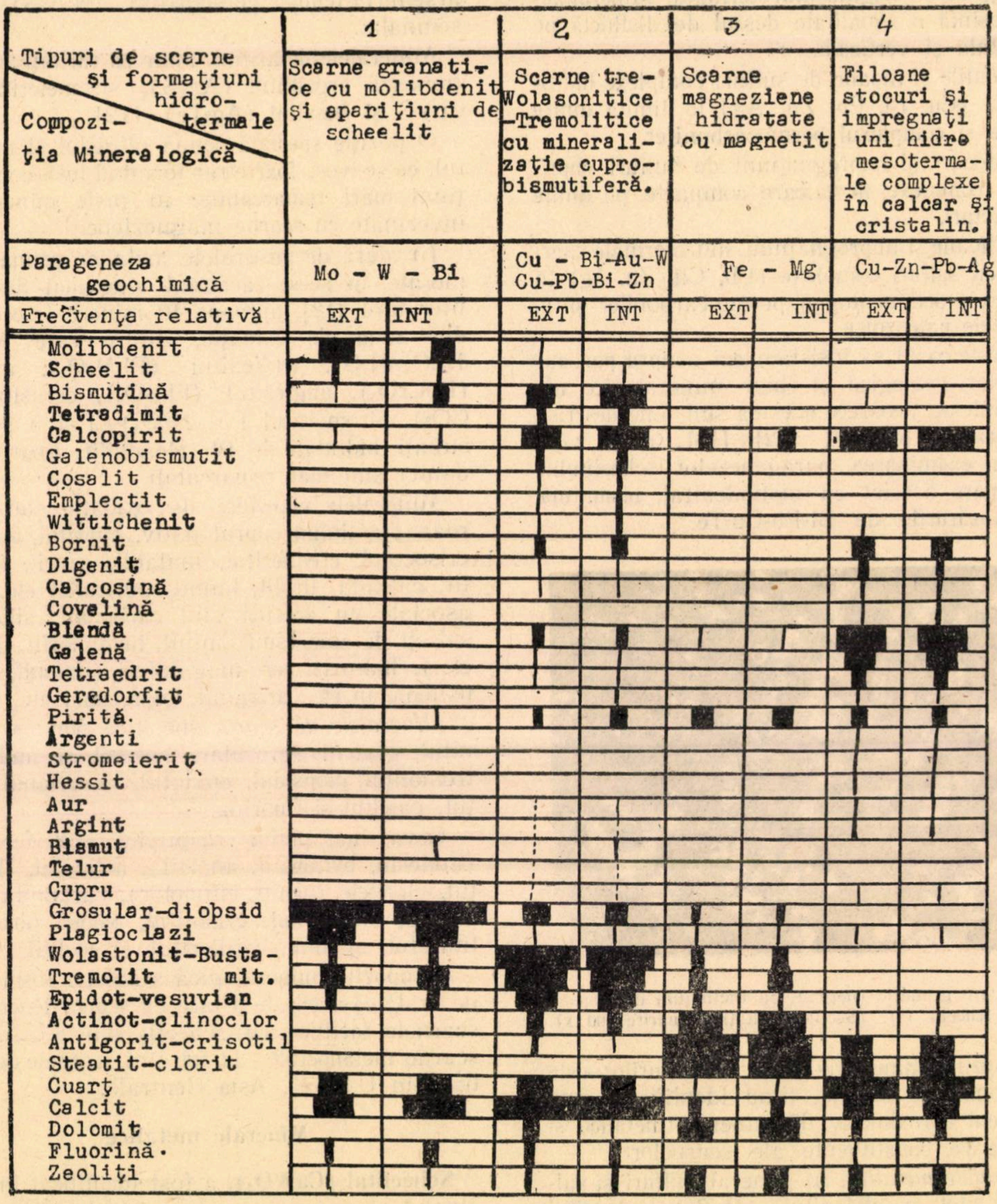
Scheelitul ($CaWO_4$), a fost identificat în principalul zăcămînt de contact (tipul *I,* fig. 1), cu molibdenit și bismutină, în scarne granatice și wolastonitice.

Generații de $CaWO_4$. Prin studiul unui unui număr mare de eșantioane de scarne mineralizate, s-a stabilit că scheelitul (analog ca în zăcămintele din U.R.S.S. și S.U.A.), este prezent în două generații destul de bine separate, ca dimensiuni, compoziție și parageneză.

— Scheelitul I, format în faza contactpneumatolitică, se prezintă sub formă de incluziuni

Tabela 1

Frecvența extensivă și intensivă a mineralelor și paragenezelor în principalele tipuri de scarne și zăcăminte de contact; aparținînd tipului I de mineralizați de scheelit. Prezența $CaWO_4$ a fost identificată în primele două grupe de scarne.



mici (0,5—2 mm), granulare, de culoare albă ușor gălbuie, în scarnul cu grosular, diopsid, molibdenit și fluorină. Cristalele sînt alotriomorfe și hipidiomorfe, habitus-ul cel mai răspîndit fiind cel bipiramidal (111).

— Scheelitul II, format în faza catatermală, este bine dezvoltat, formează cristale mari (0,5—3 cm), albe sidefoase, asociate cu bismutină, tetradimit, sulfosăruri de Bi-Pb-Cu, cu mineralele cuprifere, cu bismutul și chiar cu aurul (f. rar), în scarne wolastonitice, epidotice, tremolitice, cuarțo-calcitice precum și în stocuri hidrotermale. Datorită mărimii cristalelor s-au putut recunoaște fețele (111), (101), (011), (121) și altele imperfect dezvoltate și conservate, prezența formelor amintește de habistus-ul cristalelor de scheelit de la Traversella (Italia, provincia tonalitelor).

Asociațiile paragenetice ale scheelitului, sînt exprimate prin următoarele sisteme:

— *Parageneza (sistemul):* $CaWO_4$-MoS_2-Ca_3-Al_2 $(SiO_4)_3$-CaF_2-$CaMgSi_2O_6$, adică W-Mo-Ca, a fost găsită în orizonturile inferioare ale zăcămîntului, fiind în întregime formată prin reacțiuni contactpneumatolitice. Scarnul cu grosular de culoare cafenie deschisă sau verzuie, este impregnat cu paiete și rozete de molibdenit (1—5 mm), conține sporadice cristale mici granulare și prismatice (0,5—1 mm) alburii de scheelit; granule și coroane de fluorină (în jurul $CaWO_4$), ce uneori poate lipsi. Prezența fluorinei are o semnificație geochimică deosebită, putînd fi pusă în legătură cu formarea scheelitului.

Printre agregatul granular de granați (∅ = 3—20 mm), mai apar și alte minerale de scarn: prisme de diopsid, vesuvian, plagioclazi, epidot, cuarț și calcit. (fig. 3).

Incluziunile macrocristaline de calcit albăstrui, din masa scarnelor ce reprezintă resturile de calcar nescarnizat (adică nefixat în rețeaua silicațiilor de Ca, Mg, Al și Fe) supranumite în literatura sovietică „calcit rezidual" sînt în intimă legătură geochimică cu separația scheelitului, întrucît au creeat excesul de Ca^{+2} indispensabil individualizării moleculei de $CaWO_4$.

Evaluarea cantitativă a componenților mineralogici, dintr-un exemplar selecționat de scarn, bogat în molibden, a dat: 60% grosular, 7% molibdenit, 1% scheelit, 1% fluorină, 10% diopsid, 10% calcit, 3% byttownit și 2% epidot, vesuvian și andradit.

— *Parageneza (sistemul)*: $CaWO_4$-Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) $(SiO_4)_3$ — Ca_3Al_2 $(SiO_4)_3$ — $CaCO_3$ — sulfosăruri de Bi-Pb-Cu (fig. 4, 5, 6).

În faza actuală a investigațiilor, această parageneză a livrat cele mai mari cristale de scheelit. Scarnul are culoare verzuie (grosular, epidot, vesuvian), iar printre silicați sînt cantonate cristale și aglomerări de scheelit (0,5—3 cm), calcit și sulfosăruri de Bi-Pb-Cu. Calcitul albăstrui, după cum s-a spus, a creeat excesul de calciu necesar separării cristalelor mari de scheelit II (H. M. Abdulaev, I. M. Isamuhamedov) [1].

Sulfosărurile bismutifere, în speță galenobismutitul, cosalitul și emplectitul, se infiltrează printre silicați, calcit și scheelit, fiind intim concrescute între ele și cu bismutina. În scarnele cu apariții de scheelit, însă, nu s-au observat îmbogățiri prea mari în sulfuri.

— *Parageneza (sistemul)*: $CaWO_4$-MoS_2-Bi_2-Te_2S-Bi_2S_3-$CaSiO_3$.

Cunoscutele scarne wolastonitice, în agregate radiare mari, divergente (5—20 cm și mai mult), conțin sulfuri de bismut și (mai rar) molibdenit diseminat. Sulfurile se infiltrează printre grupurile radiare aciculare, concentrîndu-se în limita spațiilor disponibile. Scheelitul este granular (1—2 mm), fiind inclus în bismutină și tetradimit, la limitele plajelor de sulfuri și $CaSiO_3$, precum și între cristalele de wolastonit, fiind întovărășit de solzi de molibdenit. Wolastonitul nu apare în formă monominerală fiind concrescut cu grosular verde, epidot și vesuvian. Bismutina și tetradimitul aparțin deja fazei hidrotermale.

— *Parageneza (sistemul)*: $CaWO_4$-Bi_2 S_3-$CuFeS_2$-Bi-Au-SiO_2, aparține domeniului pneumatolitic — catatermal, ivindu-se mai izolat în zonele periferice ale stocurilor metalifere din marmorele scarnizate.

Mineralele predominante sînt bismutina și calcopirita, ce includ particole hipidiomorfe de scheelit (1—10 mm) și filamente sau globule microscopice de aur (primar) și bismut metalic. Intr-un fragment de șist roșu cornificat, s-a găsit un nodul de 3—4 cm³ de bismut, care în zona marginală avea citeva cristale de scheelit (0,3—0,6 mm). Corelațiile paragenetice ale bismutului, îi precizează o geneză catatermală.

Cuarțul alcătuiește 80% din ganga minereului, ce apare în mai multe varietăți, fiind însoțit de calcit, mai puțin tremolit și zeoliți, formați ulterior.

Parageneza (sistemul): $CaWO_4$-Bi_2Te_2S-PbS. Bi_2S_3-Cu_2S.-Bi_2S_3-Cu_5FeS_4.

Insfîrșit scheelitul, sub forma unor generații mai tardiv individualizate, se asociază exclusiv unui mediu de sulfuri hidrotermale, în ambianță reducătoare sulfuroasă. Nu formează cristale idiomorfe, geometric conturate, ci filonașe, granule și mase neregulate (1—6 mm) în complexul sulfuros.

Concentrațiunile de sulfuri, situate în marmorele periferice scarnelor, studiate la microscop, desfășoară o multitudine de structuri și minerale de bismut, cupru, plumb și zinc, foarte avansat concrescute; iar fenomenele de desamestec și substituție sînt surprinzător de variate. Bismutina și cosalitul, conțin incluziuni lenticulare și sferoidale de tetradimit și emplectit. Bornitul prezintă structuri de desfaceri de soluții solide, dintre sistemele: Cu_5FeS_4-Cu_9S_5-$CuFeS_2$, Cu_5FeS_4-PbS-Cu_2S. Bi_2S_3, apoi Cu_5FeS_4-Bi_2Te_2S-$_3Cu_2S$. Bi_2S_3 etc., structuri ce vor fi studiate sumar în cele ce vor urma.

Prezența scheelitului, în această parageneză hidrotermală deși este justificată geochimic ($CaWO_4$ are paragenul P = 2, Bi_2S_3 are P = 2,8 $CuFeS_2$ are P = 2,4, blenda (P = 1,7 etc.), este neobișnuită din punct de vedere mineralogic; fapt căruia trebuie să i se acorde toată importanța.

Aceste cinci parageneze principale ale scheelitului nu au fost semnalate pînă în prezent în R.P.R. și în acest zăcămînt; probabil că prin studiile viitoare și mai aprofundate ale mineralizațiilor, ce vor deveni mai ușor accesibile, se vor putea descoperi și alte noi parageneze.

Individualizarea $CaWO_4$. Scheelitul I, din zăcămintele contactpneumatolitice de tip Blidar, s-a individualizat după diopsid și grosular însă înaintea molibdenitului, fluorinei, epidotului, tremolitului și sulfurilor.

Este substituit uneori de fluorină, epidot, calcită, molibdenit și sulfuri.

Scheelitul II, s-a separat, după mineralele de scarn, ulterior molibdenitului, epidotului, însă înaintea și concomitent cu sulfurile. (Bismutină, tetradimit, sulfosăruri). Substituie calcita și mineralele de scarn, fiind înlocuit prin sulfurile și sulfosărurile cuprifere (Antoniu, V. Cosuri).

Succesiunea generală de cristalizare a mineralelor pe întregul grup de zăcăminte, va fi dată la finele descrierii tipului I al mineralizațiilor de scheelit.

Analizele chimice și spectrografice ale scheelitelor sînt în curs. Deocamdată s-a stabilit prin analiza spectrografică și spectromicrofotometrică, că conținutul în molibden al diverselor scheelite este variabil, fiind identificat prin liniile de 3132,59 Å, 3158,16 Å și 3170,35 Å. În afară de molibden s-a mai identificat bismut prin liniile caracteristice de 2897,97 Å și 3067,72 Å ; și niobiu prin liniile 3094,18, 2927,81 și 2908,24 A. Molibdenul, niobiul și bismutul substituie isomorf wolframul. Razele ionice ale acestor elemente sînt:

Wolfram (W^{+6}) Ri = 0,64 Å
Molibden (Mo^{+6}) Ri = 0,62 Å
Bismut (Bi^{+5}) Ri = 0,75 Å
Niobiu (Nb^{+5}) Ri = 0,69 Å.

Conținuturile în metale rare și dispersate ale scheelitului, din acest zăcămînt, va alcătui obiectul unei comunicări ulterioare.

Zăcămîntul de bismut-molibden descris, în prezentul studiu, este cunoscut de un secol [12], [13], totuși prezența — mineralogică — a scheelitului a fost semnalată abia acum ; cazuri analoage ne ilustrează zăcămintele de la Azegour (Maroc), Tirniaus (U.R.S.S. Caucaz) și California (S.U.A.), la care de altfel exploatarea wolframului a și început.

Molibdenitul (MoS_2) este cunoscut și descris în literatură [5]. Formează paiete, cristale, rozete (0,5—3 mm) și aglomerări (1—10 cm), diseminate în scarnele grosularice cu scheelit, diopsid, tremolit, vesuvian; același mod de apariție îl are în scarnele bytownitice-diopsidice și chiar în cele wolastonitice. Este asociat cu bismutina, tetradimitul, sulfosăruri de Bi-Pb-Cu și uneori cu sulfurile complexe și fluorina.

Caracteristic pentru întreaga regiune mineralizată, este că mineralizația molibdenitiferă este localizată în centrul zonelor scarnizate molibdenitul neextinzîndu-se în concentrele periferice hidrotermale.

Scheelitul are un interval mult mai larg de precipitare, relaxîndu-se pînă în faza mesotermală (Molibdo-scheelitul II, cu paragenul 1,8—2 după A. E. Fersman). Molibdenitul are paragenul 3,9.

Analiza spectrografică a cristalelor pure de molibdenit, a confirmat și aici prezența geochimică a reniului prin liniile 3460,47 și3464,72 Å ; pe baza lucrărilor ce s-au executat pînă în prezent se poate spune numai atît, că molibdenitul este ceva mai sărac în Re.

Prezența reniului în sulfurile contactpneumatolitice și hidrotermale, mai ales în cele de molibden, cupru și argint, este explicată de W. Noddack, prin proprietatea ce o are ionul $(ReO_4)^{-1}$ (format la temperaturi mai joase de 350^0) de a nu precipita cu H_2S, în mediu neutru sau alcalin ; decît numai dacă în soluție se află și alte metale grele.

Fără a trage concluzii definitive în această chestiune, conform rezultatelor obținute pînă în prezent, s-ar părea că posibilitățile de substituție izomorfă a molibdenului prin reniu (Re^{+4} și Mo^{+4}, au razele ionice egale Ri = 0,68 Å), cresc cu cît temperatura de separare a molibdenitului este mai scăzută, adică molibdenitele catatermale ar fi mai bogate decît cele din scarne (contactpneumatolitice).

Pe lîngă reniu, analiza spectrografică a mai semnalat prezența unor urme geochimice de aur (Au^{+1}, Ri = 1,37 Å, liniile 2575,95 și 3122,78 Å), fier (Fe^{+3} Ri = 0,67 Å fiind identificat prin liniile 2598,37 și 2599,40 Å), cobalt (Co^{+2} Ri = 0,82 Å, liniile 3044,01 și 3405,12 Å), germaniu (Ge^{+4} Ri = 0,44 Å, liniile 2651,18 și 3039,06 Å), precum și alte elemente.

Cristalele gălbui - portocalii de wulfenit ($PbMoO_4$), formate prin oxidația molibdenitului, conțin 35—37% MoO_3, 0-1% WO_3, 0-0,2% V_2O_5, 0-0,5% P_2O_5 și 56-58% PbO.

Bismutina (Bi_2S_3) este una din cele mai răspîndite sulfuri metalice, fiind specifică scarnelor wolastonitice, apărînd și în stocurile hidrotermale, mai îndepărtate de contact. Formează fascicole radiare prismatice (1—5 cm) și mase compacte, conținînd incluziuni de tetradimit, molibdenit [5], scheelit, calcopirit, bornit, aur și sulfobismuturi de Pb-Cu, a căror compoziție chimică se poate vedea în tabela 1.

Pe alocuri bismutina substituie scheelitul, fiind înlocuită de tetradimit, galenobismutit și cosalit. Adeseori plajele de sulfuri bismutifere sînt bordate de coroane de fluorină. Paragenezele bismutinei, sînt multiple, o parte din ele s-au descris la scheelit ; însă nu pot fi studiate în articolul de față.

Tetradimitul (Bi_2Te_2S) este telurura cea mai extensiv întîlnită, ce apare ca incluziuni globulare și lenticulare (0,01—0,2 mm), în bismutină, cosalit, bornit și blendă. Mai formează filamente, șiraguri punctiforme și infiltrațiuni vermiculare, la limita celorlalte sulfosăruri bismutifere, substituindu-le ulterior. Structurile de substituție ale Bi_2Te_2S, prin galenă, blendă, bornit, argentit și calcosină sînt demne de remarcat .

In secolul trecut s-au găsit nodule de 10—15 cm^3, asupra cărora s-au executat analize ; în materialul astăzi accesibil nu se observă decît impregnaţiuni.

Structuri grafice între componenţii sistemelor Bi_2Fe_2S-Bi_2S_3, Bi_2Te_2S-PbS, Bi_2Te_2S-Cu_5 FeS_4, Bi_2Te_2S-PbS. Bi_2S_3-Cu_2S. Bi_2S_3, Bi_2Te_2S-Cu_9S_5, etc., în care tetradimitul apare ca particole imiscibilizate, de formă lenticulară, lamelară, virgule, pensule, forme de L etc. Dintre mineralele de gangă Bi_2Te_2S este însoţit de wolastonit, cuarţ, calcit, fluorină, actinot, clinoclor şi zeoliţi.

Tabela 2

***) Compoziţia chimică a principalelor minerale de bismut din scarnelor wolastonitice. (Mineralele 3,6 şi 7 s-au analizat şi spectrografic, utilizîndu-se 0,1 g de substanţă, verificată microscopic)**

Mineral	Bi	Pb	Cu	Fe	Ag	S	Se	Te
	%	%	%	%	%	%	%	%
1. Bismutina (Bi_2S_3) .	79,62	0,12	0,56	0,62	1,2	18,26	—	0,02
2. Tetradimit (Bi_2Te_2S) .	59,42	0,16	0,68	0,76	1,2	4,62	0,21	35
3. Galenobismutit (PbS. Bi_2 S_3)	50,46	30,15	0,68	0,85	0,06	17,12	—	—
4. Cosalit (2PbS. Bi_2S_3)	42,20	35,81	2,98	0,26	1,62	16,32	—	0,06
5. Rezbanit (?) ($2PbS._3$ Bi_2 S_3)	58,16	18,62	3,96	0,56	0,85	17,62	—	0,45
6. Emplectit ($Cu_2S.Bi_2S_3$)	61,25	0,60	17,80	0,55	—	19,02	—	—
7. Wittchenit (3 $Cu_2S.Bi_2$ S_3)	42,27	0,12	35,62	1,26	0,22	19,86	—	—

Sulfosărurile de Bi-Pb şi Bi-Cu, sînt descrise şi cunoscute de mult timp [12] [13]. Mineralele din această grupă a căror prezenţă s-a confirmat, calcografic, microchimic, analitic şi spectrografic sînt următoarele (tabela 2):

Galenobismutitul PbS.Bi_2S_3, s-a observat microscopic ca plaje de 0,5—6 mm, în scarnele wolastonitice, tremolitice, actinotice şi cuarţocalcitice. Substituie bismutina fiind la rîndul său înlocuit de tetradimit, emplectit, bornit etc. Se caracterizează printr-un pleocroism de reflexie puternic şi efecte cromatice de anizotropie la +N, foarte evidente.

Cosalitul 2 BbS.Bi_2S_3, substituie galenobismutina, fiind ciuruit de incluziuni de bornit, tetradimit, calcopirit, gersdorfit, digenit şi blendă. Ambele sulfuri de Bi-Pb, sînt înconjurate uneori de o zonă de 1—2 mm de fluorină.

Prezenţa *rezbanitului* 2 PbS.3Bi_2S_3, descris în literatura secolului trecut [12], nu a fost confirmată — pînă în prezent — pe cale calcografică. Un eşantion compact de mineral de bismut, cu aspect exterior omogen (din V. Cosuri), cercetat la microscop s-a dovedit a fi constituit dintr-o concreştere micrografică (0.01 mm) de cosalit şi bismutină (1 : 2). Probabil că exemplarele analizate în secolul trecut aparţineau acestor specii de minereuri.

Emplectitul Cu_2S. Bi_2S_3, se întîlneşte accidental, fiind asociat cu galenobismutitul, bismutina, tetradimitul, bornitul şi digenitul. Plajele şi incluziunile de emplectit au dimensiuni reduse (0,05—0,2 ; max. 5 mm). Prezintă efecte cromatice de anistropie la × N, albastre şi verzi.

Wittichenitul 3 Cu_2S. Bi_2S_3, are tendinţa de a se fixa în parageneză cu bornitul, digenitul şi mai rar cu blenda. Numeroasele structuri de desamestec, eutectice şi concreşteri lamelare orientate cu Cu_5FeS_4, ale sistemelor 3 Cu_2S. Bi_2S_3-Cu_5FeS_4-Cu_9S_5, 3 Cu_2S. Bi_2S_3-ZnS-PbS. Bi_2S_3, ne arată tablouri foarte instructive, care vor fi examinate în altă lucrare.

Identificarea şi separarea diferitelor minerale de Bi-Cu-Pb, în secţiuni lustruite s-a făcut prin metodele microchimice cu oxichinoleină + KI şi β — naftil amină + KI, HCl. CrO_3 şi K_2 (RbI_4), întrucît caracteristicele optice — în acest caz — nu prezintă siguranţă suficientă.

Mineralele cuprifere, sînt larg răspîndite. Parageneza complectă: $CuFeS_2$-Cu_5FeS_4-Cu_9S_5-Cu_2S, în multe cazuri este încărcată cu minerale de bismut. Evidenţiem doar concreşterile orientate lamelare, structurile grafice şi de desamestec „în flăcări" ale sistemului $CuFeS_2$-Cu_5FeS_4. Digenitul şi bornitul formează splendide structuri eutectice în care sînt diseminate microlitele de emplectit, wittichenit, tetradimit etc. Sulfurile şi sulfosărurile cuprifere sînt întîlnite în scarne şi în stocuri hidrotermale.

Sulfurile complexe, PbS-ZnS-$CuFeS_2$-FeS_2, formează filoane, impregnaţiuni şi stocuri hidrotermale, mai îndepărtate de scarne. Galenele au fost argentifere (1—3 kg Ag/T), blendele conţin 0,3—0,41 % Cd. Ganga este cuarţul, calcita, fluorina, cloritul, zeoliţii etc. Mineralele de oxidaţie sînt foarte diferite, fiind enumerate în partea introductivă [12].

---

*) După analize mai vechi [12] şi actuale.

Oligistul (Fe_2O_3), sub formă de rozete depuse pe andradit și pe scarnele granatice violacee, apare asociat cu pirita și uneori chiar cu scheelitul (0,2—0,8 mm). S-a identificat și în epidotite și tremolitite.

Magnetitul (Fe_3O_4), lipsește în zăcămîntul de Bi-Mo, însă apare masiv în Valea Seacă, în zona unde banatitul aflorează, într-un scarn magnezian hidratat, pe bază de steatit, antigorit, crisotil, amesit, pirofilit, clorite și dolomit. Și parageneza magnetit-andradit-tremolit este prezentă, care determină o analogie evidentă cu zăcămîntul Ocna de Fier.

Minerale de scarn

Bogăția în minerale de scarn (40 specii), a acestui interesant zăcămînt este bine cunoscută în literatura mineralogică. De aceea pentru a nu se repeta în mod inutil descrierea mineralelor, vom face cîteva considerațiuni numai asupra principalelor minerale, care odată cu identificarea scheelitului pot fi privite într-o lumină nouă.

Grosularul Ca_3Al_2 $(SiO_4)_3$, predomină net, alcătuind granatite compacte sau numai idioblaste izolate în bancurile de marmoră. Are culoare cafenie deschisă, verzuie și chiar verde intens, conținînd 6% FeO. Idioblastele au 2—40 mm, avînd formele (211) (110) cu structură zonară, generate de pături alternative cu conținuturi variabile în fier. Centrele cristalelor sînt ocupate de microlite de diopsid. Printre zonele concentrice sînt localizate incluziuni orientate de diopsid, plagioclazi, epidot, vesuvian, clorit și chiar scheelit. Calcitul albăstrui „rezidual“ (în sensul lui H. M. Abdulaev) este aproape nelipsit. Pasta microcristalină fundamentală a scarnului, în care sînt înglobate cristale idiomorfe de granat și paiete de molibdenit, este construită dintr-o concreștere foarte intimă de diopsid, byttownit, grosular, andradit, epidot, vesuvian, actionit etc.; ce este traversată de filonașe de calcită, fluorină, cuarț, zeoliți și sulfuri hidrotermale, (fig. 3).

Cristalele granulare de scheelit (1—2 mm) sînt înconjurate, frecvent de fluorină și calcită. Desigur că în afară de grosular mai apare si hessonitul, andraditul și melanitul, însă mult mai rar. Granații sînt asociați cu o multitudine de silicați de scarn și de toată gama de sulfuri metalifere.

Intre scarnele granatice și scarnele wolastonitice, tremolitice, epidotice, bustamitice, vesuvianice, diopsido-plagioclazice, clorito-actinotice, zeolitice, precum și în raport cu marmorele, există toate tranzițiile posibile, factor ce cauzează varietățile multiple ale formațiunilor de contact din regiune.

Wollastonitul Ca_3 (Si_3O_9) sau $CaSiO_3$, este clasic, agregatele radiare și jerbele divergente de 2—30 cm, albe strălucitoare, fiind arhicunoscute și citate în multe manuale de mineralogie.

Masele fibroase de scarne wolastonitice sînt localizate la contactul cu marmorele, pe cînd scarnele granatice se învecinează de preferință cu permo-carboniferul. Printre fascicolele paralele sau radiare de wollastonit se înscriu idioblaste de granați, filonașe de epidot, vesuvian, cristalite de scheelit și complexul de sulfuri bismutifere.

Deși există excepții, molibdenitul și scheelitul I, este situat în scarne grosularice, iar sulfurile de Bi-Pb-Cu și scheelitul II, în scarne wolastonitice și calcitice.

Infiltrațiunile de sulfuri printre cristalele aciculare de wolastonit, subliniază și mai bine caracterul metasomatic al procesului de mineralizare.

Wolastonitul este asociat cu calcitul, tremolitul, epidotul, vesuvianul și toate mineralele metalifere, fiind substituit de acestea.

Analiza spectrografică a cristalelor de wolastonit a determinat prezența unor urme de metale rare din grupa yttriului (Y 3216, 68 și 3242,28 Å) care s-ar părea că substituie ca urme (0,0001 ‰), izomorf calciul (Ca^{+2} și Y^{+3} au razele ionice egale $Ri = 1{,}06$ Å).

Calcitul ($CaCO_3$) formează:

— Agregate cristaline, albăstrui, în scarnele de toate tipurile, ce reprezintă resturile de marmoră neasimilată de scarne („calcit rezidual“) fiind asociat cu molibdenitul, scheelitul și fluorina.

— filonașe de calcit alb, hidrotermal cu forme multiple (scalenoedri, romboiedri, etc.), cu cuarț, actinot, clorit, epidot, zeoliți și sulfuri.

Fluorina (CaF_2) este mai răspîndită decît s-a crezut pînă acum, avînd și ca diferite moduri de apariție:

— granule cubice — octaedrice, albe gălbui-cenușii (1—2 mm) în scarnul grosularic cu molibdenit și scheelit. Această generație de fluorină, a cristalizat la temperaturi mai ridicate și deoarece în unele eșantioane, apare în proporții aproximativ stochiometrice, în raport cu scheelitul, ne sugerează următoarea reacție de formare a acestuia:

$$WF_6{}^{+4}\ CaCO_3 \rightleftharpoons CaWO_4 + 3CaF_2 + 4\ CO_2$$

— filonașe și cristale în druze, de fluorină albă-incoloră, hidrotermală, asociată cu SiO_2, $CaCO_3$, clorite, zeoliți, tremolit, actinot și sulfuri bismutifere.

Această generație de fluorină este mesotermală.

Studiul spectrografic al unor cristale cubice maclate (perfect transparente), bine dezvoltate (1—2 cm.) este în curs. In mod preliminar s-a identificat prezența cadmiului (Cd^{+2} $Ri = 1{,}03$ Å), prin liniile 3261,06 și 3403,65 Å și a ytriului (Y^{+3} $Ri = 1{,}06$ Å); ambele metale înlocuind isomorf calciul.

Minerale de bor, ce completează paragenezela contact-pneumatolitice ale Mo-W-F-Bi, descrise, sînt cotoitul și saibelitul, care deși sînt rarități mineralogice, stabilesc înrudirea geochimică, cu clasicele ludvigite de la Ocna de Fier.

Cotoitul $Mg_3(BO_3)_2$, formează granule și prisme alb-gălbui sau brune, rombice de 0,5—1,6 mm, în marmore, cu tremolit diopsid, dolomit, calcopirită și bornit. Conține 58—60% MgO, 30—32% B_2O_3, 1,5—2% CaO, 1—2,5% Fe și urme de Cu Al, Bi, Na, Si etc.

Saibelitul $Mg_2 HNa (BO_3)_2$, este acicular și fibros, provenind prin alterarea cotoitului sau a altor minerale de bor. Agregatele radiare sau nodulele de 1—3 mm, au fost găsite în marmora epidotică cu incluziuni de granați [12]. Analiza chimică a mineralului a dat 48,62% MgO, 34,21% B_2O_3, 3,60 % Na_2O, 0,08% K_2O și 13,25% H_2O.

Aceste două minerale se identifică relativ ușor prin reacțiile microchimice specifice ale borului (KBF_4 și $B(O—CH_3)_3$.

Minerale de bor în scarne au fost identificate și în Banatul de Sud, unde prezența borului, încă nu a fost semnalată pînă în prezent.

In cei trei borați, identificați pînă acum în provincia banatitică, borul este asociat cu magneziul (B-Mg și B-Mg-Cu) iar în ludwigit $(Mg, Fe)_2 Fe^{+3}(BO_5)$, avem asociația B-Mg-Fe.

Considerații metalogenetice și geochimice

Observațiile de pe teren și studiile de laborator, permit schițarea în linii mari a geochimiei mineralizațiilor.

— Complexul sedimentar și depozitele calcaroase (mezozoice), au fost intens tectonizate în urma mișcărilor orogenice meso-cretacice. Ca urmare a acestor fenomene tectonice s-au intrus importante masse banatitice granitice și granodioritice și corespondentele lor efusive adică riolitele și riodacitele.

Dată fiind aciditatea banatitelor din regiune, prezența mineralizațiilor de molibden, bismut cu apariții de wolfram, apare ca un fenomen justificat din punct de vedere geochimic.

Pe liniile de contact anormal dintre complexul sedimentogen și calcare; pe fracturi și pe flexuri s-au ridicat fluide contactpneumatolitice și soluții hidrotermale. Pe traectul lor ascensional aceste soluții s-au îmbogățit în Si, Al, Mg, Fe și Cu, asimilate din depozitele permo-carbonifere și în Ca și Mg din calcare.

Din cauza receptivității de fixare a calcarelor acestea au fost intens scarnizate și mineralizate. Scarnele granatice-diopsidice-plagioclazice au molibdenit și apariții de scheelit sînt contactpneumatolitice; analog scarnele cu wolastonit. La formarea scarnelor vesuvianice, epidotice, tremolitice, actinotice și cloritice fenomenele hidrotermale au avut o contribuție însemnată. Mineralizațiile sulfuroase bismutifere, cuprifere și complexe cu gangă cuarțo-calcitică cu clorite și zeoliți sînt hidrotermale.

Elementele prezente în scarne și zăcăminte se pot împărți in patru grupuri:

— Elemente ale scarnelor: Ca, Si, Al, Mg., Fe,$^{+2}$ (Fe^{+3}).

— Elemente formate în faza contactpneumatolitică: Mo, W (parțial Bi și Cu).

— Elemente, cata și mesotermale: Bi, Pb, Cu, W (scheelit II) Au, Zn, S, Te, Ni, As, Fe.

— Elemente epitermale: Pb, Ag, Sb, Te.

Aceste elemente sînt fixate în cele 100 minerale (metalice și de scarn) primare și secundare care s-au întîlnit în aceste zăcăminte.

Combinațiile rezultate prin reacțiile dintre elementele de mai sus s-au individualizat în următoarea succesiune de cristalizare, care are caracter general, căutînd să îmbrățișeze toate zăcămintele și mineralizațiile din acest district minier:

plagioclazi bazici, diopsid, cordierit, andaluzit, titanit, apatit, calcit, grosular, hesonit, andradit, magnetit oligist, scheelit 1, molibdenit, wolastonit, bustamit, cotoit, fluorină 1, cuarț I, tremolit, bismutină, calcit, actinot, scheelit II, calcopirită I bismut, pirită, aur, blendă, galeno-bismutit, cosalit, emplectit, tetradimit, wittichenit, fluorină II clinoclor, clorite, penin, bornit, calcopirit II, gersdorfit, crisotil, antigorit, talc, pirofilit, argentit, stromeeirit, hessit, caolin, desmin, zeoliți etc. (tabela 1).

Prin alterarea mineralelor primare s-a format o serie de minerale de oxidație, printre care amintim: Aur, argint telur, cupru, argentit, wulfenit, crocoit, anglezit, cerusit, piromorfit, bismit, etc. etc.

Analiza spectrografică a diferitelor minerale a stabilit prezența mai multor elemente dispersate și anume:

In scheelit, s-a identificat Mo, Nb, Bi,

Molibdenitul conține urme de Re, Au, Fe, Ge, Co, etc.

Wulfenitul, W, V, Ba, P, etc.

Bismutina și tetradimitul: Au, Ni, Co, Te, Se, Fe, Ag.

Fluorina: Cd, Y, K, Na, Ba.

Corelațiile depe teren, lasă să se întrevadă o structură zonală concentrică destul de clar conturată a mineralizațiilor. In centru se află o zonă de scarne granatice cu Mo (W), urmează o zonă de Mo (W) Bi, apoi Bi (W) Cu (Au) și zonele externe hidrotermale: Bi-Cu-Te-Zn, Cu-Pb-Ag Pb(Ag)(Te). Primele trei parageneze geochimice reprezintă și asociațiile wolframului.

Aparițiunile de scheelit descrise au importanță mineralogică și științifică, fiind lipsite deocamdată de importanță economică.

Bibliografie

[1] *Betehtin A. G.:* Mineraloghia, Moscova, 1950.

[2] *Codarcea Al.:* Anuar. Inst. Geol. al Rom., vol. XV, 1931.

[3] *Codarcea Al.:* D. d. ale Sed. Inst. Geol. Rom., XII, Buc. 1930.
[4] *Cotta V. B.:* Erzlg in Banat u. Serbien, Wien, 1865.
[5] *Giuşcă D.:* Mem. Secţ. Ştiinţ. ale Ac. Rom., seria III, tom. XVI, 16.
[6] *Halavats Gh.,* Iahresber d. k. ung. Geol. R. A., Budapesta, 1897.
[7] *Koch Al.:* Neues, Iahrb f. Min Geol. u. Pal. 1926, Bd. II, H-3.
[8] *Koch Al.:* Földt. Kozl., 1924, 54.
[9] *Koch Al:* Orv. Term. Tud, Ert., 1883, p. 240.
[10] *Niggli P.:* Abh. z. Prakt. Geol. u. Bergw., Bd. 1, 1925.
[11] *Pavelescu L.* şi *Dimitrescu R.:* Bulet. Ştiinţ. al Ac. R.P.R., t. VI, nr. 3/1954.
[12] *Peters K.:* Sitzber. d. mat. naturw. Kl. d. K. Ak. der Wiss., Bd. XLII, Wien, 1861.
[13] *Posepny F.:* Földt. Kozl. IV, 1874.
[14] *Schafarzik F.:* Iahresber, d. k. ung. geol. A. J., Budapesta, 1903.
[15] *Schafarzik F.:* Iahresber. de k. ung. geol. A. J., p. 100, Budapest, 1907.
[16] *Superceanu C.* şi *Maieru O.:* Rev. Minelor, nr. 11, p. 349, Buc., 1955.
[17] *Superceanu C.* şi *Maieru O.:* Rev. de chimie, nr. 9, p. 483, Buc., 1955.
[18] *Szentpetery S.:* A. m. kir. Földt. Intez. Evk. XXVII, Budapest., 1928.
[19] *Virolianski G. M.:* Zap. Vses. min. Obşc., nr. 4, 1950.
[20] *Volinski I. S.:* Determ. min. la microscop, Moscova, 1947.

★

НОВЫЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ШЕРЕРИТА В КОНТАКТНЫХ ЗАЛЕЖАХ ГЕОХИМИЧЕСКОЙ ПРОВИНЦИИ БАНАТИТОВ

В данном иследовании автор описывает новые проявления шерерита в геохимической провинции банатитов. Шерерит выявлен в контактных залежах, ассоциированный с молибденитом, висмутином, магнетитом, миспикелем, тетрадимитом, кобальтином, в гранатовых, воластоновых, тремолитовых и эпидотитовых скарнах.

NEUE SCHEELITVORKOMMEN AUF DEN KONTAKTLAGERTÄTTEN, DIE GEOCHEMISCH DER BANATITGRUPEE ANGEHÖREN

In diesem Aufsatz beschreibt der Verfasser einige neue Scheelitvorkommen auf den Lagerstätten, der geochemischen Provinz der Banatiten. Der Scheelit kommt auf Kontaktlagerstätten in Granat —, Wollastonit —, Tremolit — und Epidotskarnen vor. Er ist mit Molibdänglanz. Wismutglanz, Magnetit, Arsenkies, Tetradymit und Glanzkobalt vergesellschaftet.

Cu privire la unele probleme ale ritmicităţii producţiei în cadrul industriei carbonifere *)

I. Teich
Diplomat în ştiinţe economice

Intr-un studiu precedent destinat analizei muncii ritmice în industria carboniferă, am încercat să caracterizăm nivelul de ritmicitate al producţiei prin o serie de coeficienţi statistici şi matematici.

Coeficienţii demonstraţi pentru determinarea gradului de ritmicitate nu sînt însă destul de suficienţi pentru a trage o concluzie asupra mersului normal sau în „salturi" al producţiei. Ei prezintă doar o latură a metodelor de calcul. A interpreta cum se obişnuieşte în multe situaţii similare, nivelul ritmic al producţiei numai după rezultatele coeficienţilor statistico-matematici, ar însemna ceea ce numea pe bună dreptate Lenin: „un joc de a cifrele".

In virtutea acestui fapt, este bine ca în dosul cifrelor pe care ni le oferă coeficienţii să citim cauzele care au influenţat mersul normal al producţiei, astfel ca analiza ritmicităţii să nu fie redusă la concluzii pur matematice. Aceleaşi consideraţii le destinăm şi pentru cazul cînd analizăm ritmul prin metoda graficului statistic.

Acesta este un aspect sub care trebuie privită problema cînd ne referim la coeficienţii din studiul precedent. Al doilea aspect şi care este de fapt cel mai interesant, se referă la analiza consecinţelor ce iau naştere în întreaga filieră tehnico-economică a producţiei, dacă cifra care reprezintă nivelul ritmic neuniform este mare; sau invers, dacă cifra de ritmicitate este acceptabilă, care sînt rezultatele pozitive ale mersului normal al producţiei.

Vom analiza aceste aspecte în cadrul unei întreprinderi carbonifere din Valea Jiului pe care le vom descrie într-un capitol separat. Inainte însă de a localiza problemele studiului de faţă considerăm necesar să descriem unele aspecte cu caracter specific industriei carbonifere şi care influenţează ritmicitatea producţiei într-un anumit sens.

---

*) Partea întîia a apărut în nr. 2/1956.

Spre deosebire de celelalte ramuri industriale ale economiei naţionale, în industria carboniferă intîlnim în organizarea ei tehnologică o serie de laturi cu totul specifice.

Este ştiut că în orice altă ramură de producţie, locul de muncă este fix. Muncitorul din industria construcţiilor de maşini, cel din metalurgie, textile sau alte domenii productive, preiau de la un schimb precedent maşina în funcţiune, materiile prime şi materialele, scule şi matriţe care în ansamblu formează locul de muncă. Astfel schimbul care intră în continuare în procesul de producţie, are la dispoziţie maşina, materiile prime şi materialele, continuînd să producă ceea ce au produs şi celelalte schimburi. La sfîrşitul schimbului II, schimbul III continuă să producă acelaşi produs, pe care l-a lăsat în maşină schimbul II ş.a.m.d.

In industria carboniferă însă locul de muncă nu este fix. El este în mişcare, iar deplasarea utilajului şi înaintarea grupelor de muncă necesită un efort atît din punct de vedere fizic cît şi organizatoric. Aici nu mai intîlnim schimburile care să repete acelaşi proces de-a lungul celor trei schimburi, (de exemplu, producerea pînzei la un război de ţesut). Pentru a se putea obţine produsul industriei carbonifere, cărbunele, în cele trei schimburi se desfăşoară o înlănţuire de faze care se succed într-o anumită ordine.

Aceste faze pe care le întîlnim înlănţuite într-o succesiune raţională la una din cele mai avansate metode de lucru — graficul ciclic — metodă care este încă insuficient aplicată, — au ca scop să creeze condiţiile optime ce trebuie să concure la scopul final: îndeplinirea planului la toţi indicii.

Prin prizma acestor faze care reprezintă caracteristicile locului de muncă în continuă mişcare trebuie să privim însăşi analiza ritmicităţii producţiei.

Mişcarea locului de muncă este concretizată în faza de înaintare, fază care trebuie să stea în atenţia directă a planificării operative a întreprinderii. Planificarea operativă are rolul de a da sarcini de plan pentru înaintare, conform cu gradul de mecanizare, cu nivelul de calificare al muncitorilor şi mai ales în raport cu condiţiile geologice şi de mediu.

Acest ansamblu de condiţii trebuie privit de organele de planificare într-o strînsă corelaţie, pentru a putea trasa sarcini de plan corespunzătoare cu specificul lor, deoarece ele influenţează într-o măsură mai mare sau mai mică ritmul producţiei pe parcursul perioadei. Sarcinile de plan care vor fi elaborate pe scheletul condiţiilor specifice ale exploatării respective vor da posibilitatea organizării locului de muncă în condiţii optime. Şi acest lucru va asigura evident şi o ritmicitate normală a procesului de producţie.

Ritmicitatea şi graficul ciclic

Ţinînd seama că locul de muncă este în mişcare, producţia de cărbune trebuie organizată prin mai multe faze: înaintare, împuşcare, transport, etc., faze care se asamblează într-un sistem unic. O asamblare judicioasă a acestor faze şi o împărţire a sarcinilor de plan raţională între membrii grupelor unei exploatări pot contribui efectiv la desfăşurarea normală a procesului de producţie.

Cea mai indicată metodă de înlănţuire a fazelor tehnologice s-a dovedit a fi metoda graficului ciclic. Această metodă însă a fost aplicată în mică măsură în organizarea lucrului din exploatările carbonifere, ceea ce a influenţat puternic nivelul productivităţii muncii, preţul de cost şi ritmicitatea producţiei în ansamblul ei.

Subliniind această lipsă, tov. Gh. Gheorghiu-Dej arată în raportul ţinut cu prilejul celui de al doilea Congres al P.M.R. că: *„Nu se iau măsuri organizatorice pentru generalizarea experienţei fruntaşilor mineri. Metodele avansate de muncă* (abatajele frontale şi graficul ciclic) *nu sînt aplicate decît în mică măsură"* [1].

Organizarea locurilor de muncă în abatajele cu front lung prin ciclizarea procesului de producţie, mobilizează pe muncitori la înaintarea proporţională a locului de muncă fără a lucra în „salturi" sau într-un ritm monoton Acest lucru s-a putut constata la unele întreprinderi ca I. C. Lupeni, I. C. Petrila, I. C. Aninoasa, Lonea şi alte întreprinderi carbonifere, unde prin trecerea la abataje cu front lung şi a ciclizării unor sectoare de producţie, s-au obţinut rezultate din cele mai bune. Ele sînt însă insuficiente în raport cu ponderea locurilor de muncă din bazinele noastre de cărbuni.

Odată cu introducerea pe scară largă şi complexă a mecanizării în minele de cărbuni, graficul ciclic şi abatajele cu front lung trebuie să cuprindă o sferă tot mai largă a locurilor de muncă. Ciclizarea ar trebui de asemenea introdusă şi în abatajele cameră prin asigurarea condiţiilor tehnice necesare. Mecanizarea transportului subteran, introducerea unor haveze de tipul cel mai nou şi a combinelor Donbass experimentate cu succes în minele din Valea Jiului, (Lupeni, Vulcan) reprezintă premizele organizării în masă a locurilor de muncă pe baza metodelor graficului ciclic.

A organiza însă munca după graficul ciclic fără a se ţine seama de condiţiile specifice ale fiecărei mine, luată separat, poate duce la întocmirea unor ciclograme care să nu-şi atingă scopul. O ciclogramă întocmită numai după tratate şi indicaţii teoretice nu poate asigura ritmicitatea producţiei. Ea trebuie întocmită de comun acord cu membrii grupelor de lucru, printr-un studiu atent al condiţiilor geologice şi de mediu, în raport direct cu gradul de mecanizare, a sarcinilor de plan, a normelor tehnice şi a indicilor tehnico-economici. Asemenea ciclograme constituie însă şi nucleul desfășurării ritmice uniforme a producției carbonifere.

Condițiile geologice și de mediu influențează ritmicitatea producției

Condițiile geologice și de mediu au un rol important în desfășurarea normală a producției. Existența unor roci de o anumită tărie, apariția faliilor ca un impediment inerent minelor de cărbune, gazele, temperatura și presiunea, toate luate la un loc sau în parte sînt elemente care influențează producția în perioada planificată.

Pentru a avea o ritmicitate satisfăcătoare a producției este necesar ca planificarea întreprinderii să aibe în vedere la întocmirea sarcinilor de plan, următorii indici care se referă la roci și presiune: a) condiții geologice; unghiul de înclinare al rocilor, al stratelor sau al filoanelor; b) grosimea stratelor sau a filoanelor; c) structura, clivajul, prezența geodelor, etc.; d) categoria după tărie (modul de comportare la perforare, la extragerea cu ciocanul de abataj, la tăierea cu mașina de havat etc.; e) modul de comportare la ruperea cu explozivi; f) prezența apei, a gazului metan, starea temperaturii, a presiunii, etc.

Toate aceste condiții trebuie să fie luate în considerație la întocmirea normelor și a sarcinilor de plan, deoarece de felul cum sînt ele întocmite în funcție de condițiile geologice și de mediu, depinde îndeplinirea și depășirea planului în mod proporțional cu eforturi uniform proporționate. A da de la o perioadă la alta, așa cum se mai întîmplă în întreprinderile noastre carbonifere, aceleași norme care devin învechite și nemobilizatoare, constituie încă o lipsă care ar trebui înlăturată. Normele trebuie să fie corespunzător întocmite pentru a putea fi realizate și în condițiile geologice și de mediu neprevăzute. Aceasta ar duce la scăderea intensității muncii, la creșterea productivității ei și la uniformitatea realizărilor zilnice.

Uneori se constată că punctele maxime ale producției se datoresc acomodării muncitorilor la locul de muncă. Acest fapt se observă în special spre sfîrșitul perioadei de plan. La începutul lunii sau în alte zile din cele trei decade efortul fizic este mai intens datorită temperaturii ridicate, a tăriei rocilor sau de eventuala apariție a unor infiltrații de apă. Deși planul de producție lunar este îndeplinit în aceste condiții, ritmul de producție ilustrat în graficul statistic este neuniform. Coeficienții statistici ne vor arăta în acest caz o cifră relativ mare. Dar aceasta nu înseamnă că activitatea întreprinderii trebuie considerată negativă. Explicația o găsim în condițiile naturale care au constituit un impediment serios în posibilitatea obținerii unei producții ritmice. Este suficient să amintim că uneori în procesul de producție apar faliile și imediat în graficele statistice de analiză distingem puncte maxime și minime. Deci însăși neregularitățile producției într-o anumită perioadă pe care o urmărim pot fi justificate, deși nivelul ritmic nu este satisfăcător.

De asemenea, condițiile de mediu încetinesc sau accelerează ritmul de lucru, cresc sau scad intensitatea muncii. S-a constatat că pînă în momentul acomodării cu mediul, producția fluctuează neregulat, iar după acomodare muncitorii lucrează mai normal influențînd desfășurarea ordonată a producției.

O situație asemănătoare se întîmplă atunci cînd pușcarea se face de ex. cu astralită sau dacită în abataje. În urma impușcării cu astralită cantitatea de oxid de carbon care se degajă este mai mică decît în cazul pușcării cu dacită. De asemenea variația oxidului de carbon este mai mare prin utilizarea dacitei și mai uniformă în cazul astralitei. Este evident deci că după evacuarea oxidului de carbon degajat prin impușcare cu dacită, acomodarea la locul de muncă este mai lentă din cauza oxidului de carbon care mai persistă într-o anumită cantitate. În funcție de această stare a mediului va evolua și ritmul muncii grupei respective.

Dealtfel, așa cum am mai arătat, ritmul de muncă nu va diferi numai în condiții de mediu calitativ deosebite ci și în alte condiții cum ar fi de ex. duritatea rocilor, organizarea locului de muncă, proces tehnologic etc.

În fig. 1—3 prezentăm cîteva diagrame unde ilustrăm contribuția minerului la ritmul de producție, în condițiuni de muncă diferite [4]:

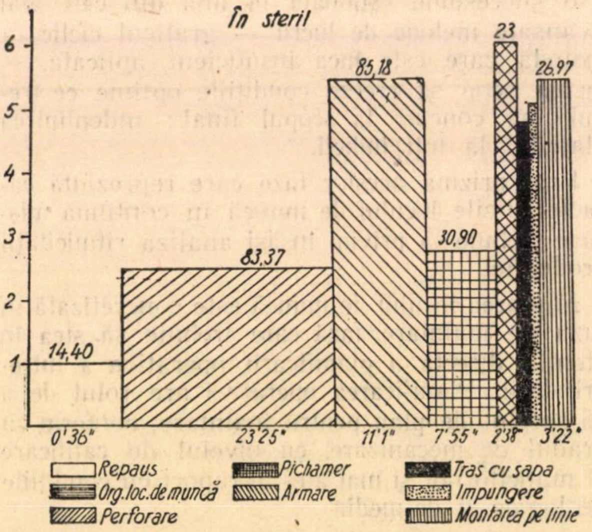


Fig. 1.

In fig. 1 este redată munca minerului în steril. Se observă pe abscisă că doar 7'55" dintr-o oră de lucru sînt destinate producției efective iar consumul de energie, în medie, pe oră este în creștere față de energia consumată de un miner în abataj frontal unde pentru producția efectivă se utilizează circa 42'56" din oră (fig. 2).

În fig. 3 este înregistrat timpul cît se consumă pentru producția de cărbuni într-un abataj cameră.

O analiză a fig. 2 și 3 ne conduce la afirmația că abatajele cu front lung oferă nu numai un ritm înalt al producției ci și o creștere

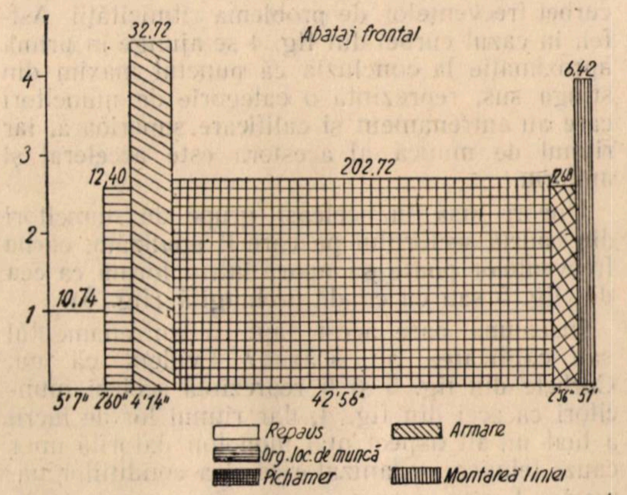


Fig. 2.

a acesteia în funcție de timpul parcurs într-o oră. Din acest motiv se și recomandă introducerea abatajelor frontale acolo unde posibilitățile de lucru permit acest sistem de exploatare.

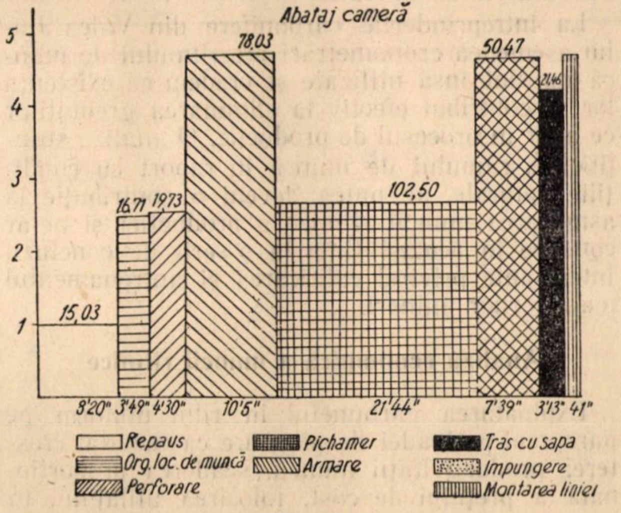


Fig. 3.

Pe de altă parte diagramele ne oferă posibilitatea să deducem nivelul ritmicității producției în funcție de condițiile geologice și în funcție de ritmul muncii *).

În asemenea condiții geologice și de organizare, la rîndul său, ritmul de muncă al muncitorilor din același sector poate diferi în funcție de antrenament, de calificare etc.

Urmărind și cronometrînd aceeași operație executată de un muncitor și dispunînd rezultatele într-un grafic la aceeași scară, vom obține o curbă a frecvențelor din care se poate trage o serie de concluzii interesante [3].

Astfel, înregistrînd în abscise variantele (seria cronometrică corectată — adică durata mînuirilor dispuse în ordinea lor crescîndă), iar în ordonată — frecvențele, se constată următoarele (tabela 1 și fig. 4):

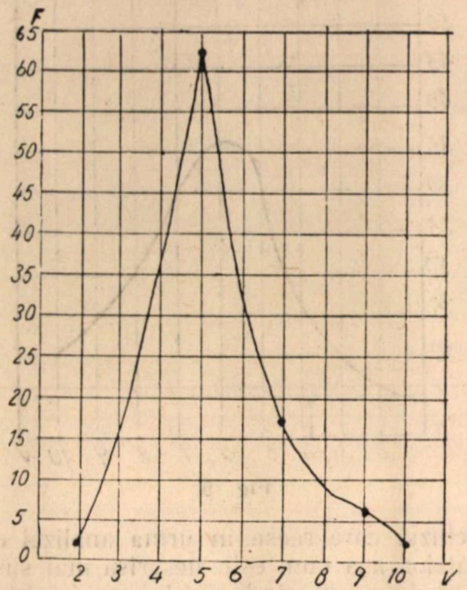


Fig. 4.

Punctul superior al curbei arată gradul de antrenament al muncitorului (în 62 de cazuri din 180 executantul a îndeplinit mînuirea respectivă în intervalul de 5 secunde). Astfel în aripa stîngă a curbei ni se indică ritmurile accelerate de muncă; aripa dreaptă arată ritmurile încetinite. Aceasta este o primă concluzie. Dacă am cronometra executarea uneia și aceleiași mînuiri (operații) de către diferiți muncitori, reprezentînd apoi grafic la aceiași scară curbele frecvențelor suprapunîndu-le se poate trage o serie de concluzii interesante. Astfel muncitorul care va avea punctul maxim situat mai sus și spre stînga dovedește un grad de antrenament ridicat. Maximum sus și spre dreapta indică existența antrenamentului, însă precizează necesitatea de a accelera mișcările de execuție. Maximul

Tabela 1

Seria variantelor

Limitelor claselor . .	1,5	2,5	3,5	4,5	5,5	6,5	7,5	8,5	9,5	10,5
Variante (V)	—	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Frecvența (F)	—	2	15	36	62	31	17	9	6	2

---

*) In ordonata diagramelor 1, 2, 3, este înscrisă intensitatea muncii pentru operațiile indicate în legendă. Dreptunghiurile diagramelor reprezintă consumul de calorii cheltuite de un miner pentru o anumită operație.

situat jos și spre stînga arată că muncitorul respectiv ar putea obține rezultate mai bune dar suferă de lipsa de antrenament. Maximul situat jos și spre dreapta arată fie calificarea slabă a muncitorului, fie existența unor factori de influență negativi care depind sau nu de muncitor și care deși uneori sînt cauze obiective, trebuie luate în considerație pentru ca analiza ritmului să nu fie greșit interpretată.

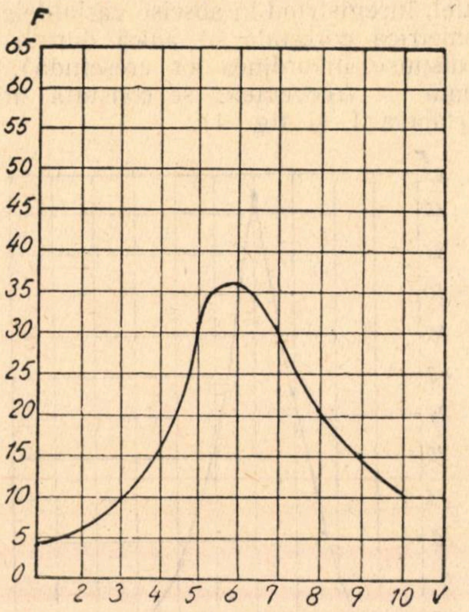


Fig. 5.

Concluzia care reese în urma analizei curbei frecvențelor așa cum este descrisă mai sus este aceea că în cazul cînd nivelul grupei nu este omogen din punct de vedere al calificării și antrenamentului ritmicitatea producției nu este asigurată.

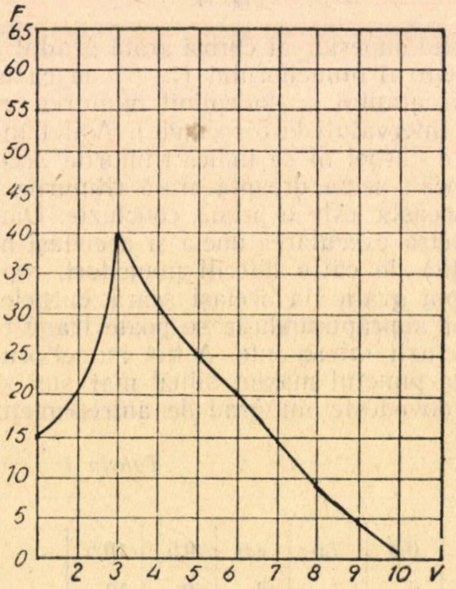


Fig. 6.

Analiza curbei frecvențelor poate fi extinsă. Ea poate fi interpretată și în alt sens. De pildă, dacă în cadrul întreprinderilor ar exista un sistem de cronometrare științific organizat, s-ar putea lega într-adevăr concluziile din analiza curbei frecvențelor de problema ritmicității. Astfel, în cazul curbei din fig. 4 se ajunge în primă aproximație la concluzia că punctul maxim din stînga sus, reprezintă o categorie de muncitori care au antrenament și calificare superioară, iar ritmul de muncă al acestora este accelerat și uniform.

Uneori însă la aceleași grupe de muncitori din cadrul sectorului pe care îl analizăm, curba frecvențelor poate să apară într-o formă ca cea din fig. 5 sau cu coadă prelungită (fig. 6).

Înseamnă oare acest fapt că antrenamentul sau calificarea au scăzut? Evident că nu. Curbele din fig. 5 și 6 reprezintă aceiași muncitori ca acei din fig. 4, dar ritmul lor de lucru a luat un alt aspect mai monoton datorită unor cauze tehnice, organizatorice și a condițiilor naturale. Forma curbelor respective constituie în același timp și un indice al nivelului ritmicității în perioada respectivă. Dacă curbele vor fi ca acele din ultimele două figuri, ritmicitatea este scăzută, iar dacă ea va fi aproximativ egală cu cea din fig. 4, putem afirma că ritmicitatea are un caracter satisfăcător.

La întreprinderile carbonifere din Valea Jiului asemenea cronometrări ale ritmului de muncă nu sînt însă utilizate și credem că existența lor ar contribui efectiv la eliminarea greutăților ce apar în procesul de producție. O analiză științifică a ritmului de muncă în raport cu condițiile naturale, ar putea deveni o contribuție la asigurarea muncii ritmice a producției și ne-ar conduce în același timp la o serie de concluzii interesante privind calificarea și antrenamentul muncitorilor mineri.

Analiza economică a muncii ritmice

Exploatarea cărbunelui în ritm uniform pe parcursul perioadei de plan are ca rezultat creșterea productivității muncii, scăderea proporțională a prețului de cost, folosirea utilajului în mod corespunzător. În situația însă cînd ritmul producției este neuniform, rezultatele sînt cu totul negative.

Pentru a demonstra din punct de vedere practic rezultatele pozitive sau negative în raport cu desfășurarea producției și în funcție de timpul parcurs, localizăm exemplificarea la două sectoare din cadrul I. C. Petrila, pe trimestrul IV al anului 1955. Este vorba de sectorul II și III, care din punct de vedere al mecanizării sînt aproximativ asemănătoare, dar care au condiții geologice diferite. In felul acesta producția a fluctuat diferit de la un sector la altul. Așa cum se observă în fig. 7 și 8 producția se prezintă cu o anumită fluctuație în sectorul III față de oscilațiile producției din sectorul II unde planul nu a fost îndeplinit (ne referim la producția realizată în cursul lunii noiembrie).

Din diagramele 7—8 putem urmări mersul producției la sectorul III și II. Se distinge că desfășurarea producției la sectorul III a avut o oarecare tendință de variație dar ea s-a făcut peste nivelul planului, avînd însă aceeași configurație de-a lungul celor 3 decade. La sectorul II producția deși pare că a avut o fluctuație relativ mică, ea a mers sub nivelul planului permanent.

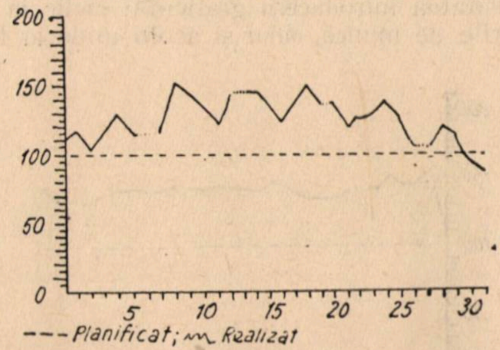


Fig. 7.

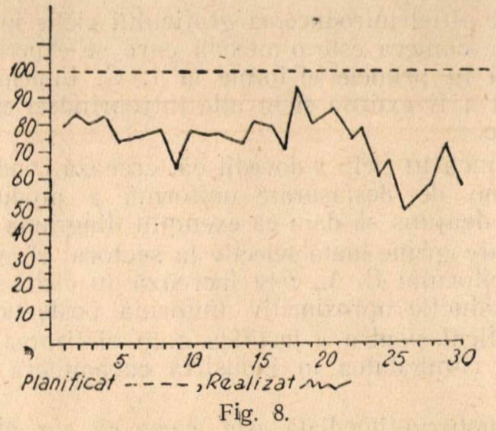


Fig. 8.

Dacă am urmări să calculăm ritmicitatea producției acestor două sectoare printr-unul din coeficienții propuși în studiul precedent nu am putea utiliza în mod corespunzător pentru ambele cazuri decît coeficientul T_1, deoarece el surprinde prin cumulare toate variațiunile maxime și minime. În cazul sectorului II unde oscilațiile nu sînt prea pronunțate (deși au un caracter negativ aflîndu-se sub limita de plan) am putea utiliza și indicatorul de bază al ritmicității R, deoarece el dă un rezultat real acolo unde variațiunile de la o perioadă la alta nu sînt prea mari.

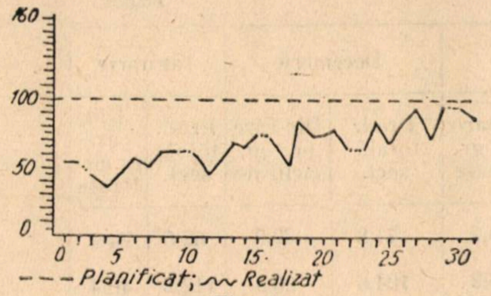


Fig. 9.

Coeficientul lui Pisarev nu poate fi aplicat în nici unul din cele două exemple concrete deoarece producția nu s-a desfășurat paralel cu ritmul planificat. El fiind un coeficient al uniformității statice are din acest motiv o aplicare limitată.

Neîndeplinirea planului la sectorul II a persistat nu numai în luna noiembrie, ci și în celelalte luni ale trimestrului IV al anului 1955 (fig. 9). Aceeași situație o întîlnim și la data de 25 ianuarie a anului în curs, așa cum se poate citi în tabela 2.

Tabela 2

	Octombrie	Noiembrie	Decembrie	Ianuarie
Sect. II	66,5%	76,2%	71,8%	62,5%
Sect. III	103%	133,2%	104,6%	112,2%

Cauzele determinante care au provocat o asemenea situație la sectorul II sînt: tăria mai mare a cărbunelui, aerajul incomplet, presiunea mai mare a rocilor, slaba calificare a muncitorilor și lipsuri în organizarea ciclică a muncii. La sectorul III condițiile geologice sînt mai bune, se exploatează stratul 3 unde cărbunele este moale, iar mecanizarea abatajelor este la un nivel satisfăcător.

Condițiile de muncă de la sectorul II — ciclizarea în proporție mică a locurilor de muncă, trasarea unor norme al căror caracter îl putem denumi statistic și care așa cum se constată trebuie revizuite în conformitate cu condițiile acestui sector au creat condițiile unei asemenea fluctuații și a unui nivel scăzut al productivității muncii.

În tabela 3 redăm fluctuația productivității muncii în trimestrul IV, în cele două sectoare ca rezultat al realizărilor zilnice ale producției în condițiile de muncă specifice acestora.

Tabela 3

Sector	Octombrie	Noiembrie	Decembrie
II	80,9%	96,2%	90,0%
III	112,3%	122,2%	105,5%

Simpla citire a datelor statistice ne arată că la sectorul II se observă o tendință de creștere a productivității, dar spre sfîrșitul trimestrului ea nu reușește să se mențină, fiind foarte scăzută față de sarcina planificată (100%). În cadrul sectorului III situația productivității se prezintă într-o creștere permanentă; cea mai pronunțată creștere o întîlnim în luna noiembrie, cînd producția s-a desfășurat fără salturi pronunțate. O constatare importantă ne-o oferă cifra care arată că în luna noiembrie sectorul II a obținut cea mai mare productivitate din trimestrul analizat. Această cifră ne arată că există posibilități de creștere a productivității muncii la acest sector, dar ele trebuie depistate și valorificate. Una din ele este aceea a organizării muncii într-un mod corespunzător care să asigure sectorului II premiza creșterii productivității muncii în condiții de lucru uniforme printr-un înalt nivel de ritmicitate al producției.

Existența unei situații bune la sectorul III a atras după sine reducerea proporțională a prețului de cost pe tot parcursul trimestrului, după cum ne arată datele din tabela 4.

Tabela 4

Octombrie	Noiembrie	Decembrie
99,4%	97,8%	95,7%

O situație similară se constată și la sectorul II în cursul lunii noiembrie, cînd productivitatea muncii a crescut de la 80,9% cît era în luna octombrie, la 96,2%. Concomitent cu aceasta, prețul de cost a scăzut de la 110% la 97,7%. Aceste rezultate ne permit să afirmăm că numai în anumite condiții de lucru (presiunea mare a rocilor, roci tari etc.) uniformitatea ritmică este scăzută, dar cu toate acestea productivitatea muncii urmează să crească paralel cu scăderea prețului de cost.

În ambele sectoare prețul de cost, productivitatea muncii și ritmicitatea ar fi avut un nivel mai bun, dacă toate locurile de muncă ar fi fost organizate după metoda rațională a graficului ciclic. Introducerea graficului ciclic s-a făcut însă așa cum am mai arătat, în mică măsură.

Datele statistice pe care le redăm mai jos (tabela 5) ne arată ce posibilități de obținere a unei producții constante și uniforme s-ar creea dacă graficul ciclic ar fi introdus pe scară largă.

Tabela 5

Sect.	Profil. produc.	Octombrie		Noiembrie		Decembrie		Ianuarie	
		Prod. totală sect.	Din care pr.* gr ciclizate	Prod. totală sect.	Din care pr.* gr ciclizate	Prod. totală sect.	Din care pr.* gr ciclizate	Prod. totală sect.	Din care gr ciclizate
II	—	66,6	—	76,2	46,2	71,8	39,9	62,6	24,9
III	—	103,0	32,1	133,2	66,2	104,6	26,3	112,2	40,4

*) producția grupelor ciclizate

Se observă că sectorul II în luna noiembrie înregistrează o creștere a producției față de luna octombrie, pe seama introducerii graficului ciclic. In luna octombrie, în cadrul acestui sector nu era nici o grupă în ciclu. In urma ciclizării unor grupe, peste jumătate din producția totală lunară a sectorului II este dată de grupele ciclizate. Aceste cifre justifică convingător necesitatea introducerii graficului ciclic în toate locurile de muncă, chiar și acolo unde ar trebui făcute eforturi pentru a le aplica: de exemplu în abatajele-cameră.

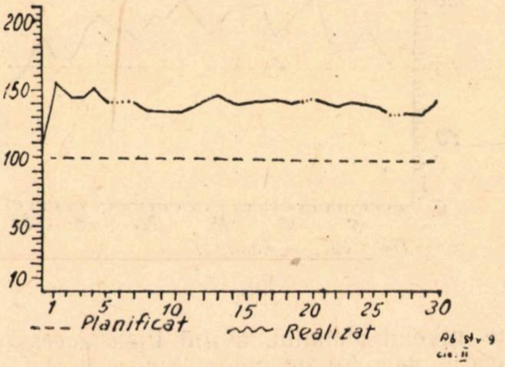


Fig. 10.

De altfel introducerea graficului ciclic în abatajele cameră este o metodă care se experimentează în primele ei forme la I. C. Lupeni, urmînd a fi extinsă și în alte întreprinderi carbonifere.

Munca în ciclu a dovedit că, creează condițiile optime de desfășurare uniformă a producției. Este deajuns să dăm ca exemplu diagrama unei singure grupe luată selectiv la sectorul II, grupa muncitorului B. A., care lucrează în ciclu și dă o producție aproximativ uniformă peste nivelul planificat pentru a justifica cum ciclizarea asigură ritmicitatea în industria carboniferă (fig. 10).

Concluzia imediată este aceea că, cu cît vor fi mai multe grupe ciclizate cu atît producția va fi mai ritmică, cu atît productivitatea muncii va crește, cu atît prețul de cost va scade, iar energia musculară va fi mai puțin consumată în cele 8 ore de lucru.

O situație statistică înregistrată la I. C. Petrila ne oferă o serie de date din care se desprinde ponderea grupelor ciclizate din totalul grupelor din cele două sectoare, precum și a

Tabeia 6

Octombrie			Noiembrie			Decembrie		
Total grupe	Grupe ciclizate	Din care în abataj	Total grupe	Grupe ciclizate	Din care în abataj	Total grupe	Grupe ciclizate	Din care în abataj
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Sect. II 100%	71,5%	—	100%	85,5%	33,3%	100%	57%	50%
Sect.III 100%	50%	100%	100%	75%	83,5%	100%	25%	100%

---

*) Coloanele 3, 6, 9 din tabela 6 sînt calculate în procente față de grupele ciclizate existente.

grupelor ciclizate care lucrează în abataje cu front lung. (tabela 6).

Cifrele din cadrul acestei tabele sînt concludente, mai ales cele referitoare la sectorul III. Ponderea mare pe care o dețin grupele ciclice în abataj, în sectorul III explică și creșterea producției în trimestrul IV și desfășurarea acesteia pe care o considerăm într-o oarecare măsură normală, datorită condițiilor de lucru existente.

De asemenea creșterea producției înregistrată la sectorul II în luna noiembrie s-a făcut pe seama ciclizării abatajelor cu front lung în proporție de 33,3%, din totalul locurile de muncă ciclizate.

Se constată totuși din tabela 6 că există o fluctuație în structura grupelor ciclice. Această situație pe care o întîlnim și la I. C. Lupeni se datorește însăși fluctuației muncitorilor din sectoarele respective sau de eventuala terminare a unor lucrări planificate. Fluctuația însă influențează la rîndul ei nivelul de calificare al muncitorilor mineri fapt care contribuie efectiv la nerealizarea planului la toți indicii: volum fizic, valoric, ritmicitate etc. În tabela 7 dăm evoluția coeficienților de fluctuație la cele două sectoare în cursul trimestrului IV.

Tabela 7

	II	III
Octombrie . .	2,98%	4,70%
Noiembrie . .	3,60%	1,12%
Decembrie . .	4,19%	1,01%

Fluctuația sectorului II se prezintă într-o creștere continuă, în timp ce la sectorul III fenomenul este invers. Cu toate acestea și într-un caz și în celălalt numărul grupelor ciclizate a scăzut spre sfîrșitul trimestrului IV influențînd puternic nivelul producției. Nu poate fi însă trecută cu vederea o constatare interesantă care se reliefează mai ales în luna noiembrie. Încă din această lună se observă că grupele ciclizate în abataje sînt într-un procent destul de ridicat în raport cu totalul grupelor care lucrează în ciclu. Datorită acestora, ambele sectoare în luna noiembrie prezintă o îmbunătățire substanțială a realizărilor la toți indicii. În luna decembrie ritmicitatea scade la ambele sectoare datorită scăderii pronunțate a tuturor locurilor de muncă ciclizate cu excepția grupelor ciclizate în abataje care se mențin într-o proporție apreciabilă.

Datorită ponderii pe care o dețin grupele ciclizate în totalul grupelor din sectorul III, în luna noiembrie ritmicitatea are un aspect satisfăcător așa cum se observă și din producția reprezentată în diagrama 7. Anumite fluctuații însă existente la ambele sectoare se datoresc unor grupe neciclizate și care au dat o producție într-un ritm neuniform. Este concludentă diagrama 11 în care sînt reprezentate realizările zilnice ale grupei muncitorului M. I. Această grupă deși a îndeplinit planul în proporție de 140% a lucrat neritmic: decada I 136%, decada II-a 82,2%, decada III-a 190%.

Uneori chiar unele grupe ciclice lucrează mai puțin ritmic dar acest lucru se întîmplă

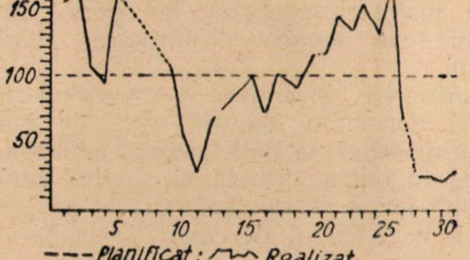


Fig. 11.

de cele mai multe ori datorită întocmirii unor ciclograme necorespunzătoare. Ele sînt însă într-un procent destul de scăzut. Majoritatea grupelor ciclice lucrează într-un ritm mulțumitor.

Astfel studiind ritmul de producție la grupa ciclizată a muncitorului B. A. luată în mod selectiv (fig. 10) se constată că acesta dă o producție aproximativ uniformă care i-a asigurat o depășire de plan mult peste 100%.

Această constatare ne permite să extindem cu o mare probabilitate rezultatele ei la majoritatea grupelor ciclizate. Este încă o dovadă în plus că munca în ciclu creează toate condițiile pentru o producție ritmică, o creștere neîntreruptă a productivității muncii și o îmbunătățire esențială a celui mai sintetic indicator al activității întreprinderii: prețul de cost.

Planificarea vagoanelor și ritmicitatea

În lucrările de organizare minieră timpul total de circulație al unui vagonet de mină este considerat ca un indice important, deoarece el reflectă atît gradul de mecanizare al transportului pe întreaga mină, cît și organizarea proceselor miniere de bază.

În general însă, se constată că în timpul total de circulație al vagonetelor apar o serie de defecțiuni tehnico-organizatorice cum ar fi: repartiția nerațională și variabilă a vagonetelor din care motiv în unele sectoare se imobilizează vagonete goale; deraieri de vagonete; lipsa unor normative pentru numărul de vagonete goale și pline care ar trebui să se găsească în punctele de schimb (la rampa puțului, în transversale, în punctele de încrucișare etc., etc.). Din această cauză circa 40—50% din timpul total de circulație se pierde nefolosit.

La cele semnalate mai sus se mai adaugă și o altă defecțiune pe care o întîlnim atît la I. C. Lupeni, cît și la I. C. Petrila. Pe lîngă aceste întreprinderi se află întreprinderi de prepararea cărbunilor. Între întreprinderile de preparare și cele carbonifere există o strînsă conlucrare pe linie de producție. Astfel întreprinderile carbonifere livrează cărbune în vagonete întreprinderilor de preparare.

Aici vagonetele se descarcă cu un culbutor care însă se defectează extrem de ușor. Defecțiunile mecanice ale culbutorului dezorganizează timpul de circulație, stagnează producția în abataje și înaintări, încetinesc transportul, influențînd în sens negativ desfășurarea ritmică a planului.

Planificarea operativă a întreprinderii trebuie să remedieze această stare de fapt, să asigure repartizarea judicioasă a vagonetelor, să prevadă în timpul circulației apariția unor defecțiuni tehnice și să eșaloneze în așa fel vagonetele încît timpul de circulație să fie utilizat la maximum.

Propuneri pentru asigurarea ritmicității producției

Analiza cu caracter general și localizat făcută în studiul de față are ca scop să reliefeze care sînt factorii care contribuie la ritmicitatea producției în industria carboniferă și care sînt factorii care duc la munca în „asalt".

Practic nu se poate vorbi despre o producție absolut ritmică. Dar ea totuși trebuie să existe prin condițiile pe care urmează să i le asigurăm.

În primul rînd trebuie lichidate asalturile cu eforturi mărite și deteriorarea utilajului de la sfîrșitul lunii. În acest sens este necesar ca să se asigure de la începutul lunii un ritm normal de muncă prin asigurarea de fronturi de lucru suficiente, prin eșalonarea justă a lucrărilor ce se efectuează în abataje (podiri, atacări, rambleu, surpări). O atenție deosebită trebuie acordată combaterii atacărilor frontale în abatajele-cameră sau atacări de noi camere pe lîngă cele nepodite. În schimb este foarte necesar crearea unor abataje de rezervă care sînt indispensabile oricărui sector minier productiv.

În al doilea rînd aprovizionarea să satisfacă cerințele locului de muncă. Astfel materialul lemnos pentru lucrările de susținere să fie adus la locul de muncă într-o cantitate mai mare în așa măsură încît să se organizeze un stoc de rezervă pentru cel puțin 3 zile. Un asemenea stoc ar putea satisface lucrările miniere în curs care să poată evolua normal în cazul unor deraieri a vagonetelor sau din alte cauze independente de organizarea muncii.

În al treilea rînd metoda cea mai eficace de obținere a unei producții ritmice este organizarea muncii după graficul ciclic. Lărgirea aplicării acestei metode mărește posibilitatea de îndeplinire uniform ritmică a planului cu condiția ca această valoroasă metodă să fie corect aplicată încît fazele ei să nu se suprapună în cele trei schimburi.

Din experiența lucrului în abatajele din industria carboniferă a U.R.S.S. s-a dovedit că organizarea optimă a unui ciclu este de 24 ore, unde primele două schimburi sînt utilizate pentru producție, iar al treilea pentru reparații și pregătiri. Trebuie lichidată practica de a se realiza o producție continuă pe parcursul celor trei schimburi, deoarece aceasta are repercusiuni negative asupra productivității muncii și a ritmicității. Aceasta se explică prin faptul că din lipsa de timp, locurile de muncă rămîn nepregătite, iar utilajele, liniile de transport și lucrările miniere sînt insuficient întreținute, ceea ce duce la întreruperi în lucru. Inlăturarea întreruperilor în lucru se realizează numai prin justa aplicare a graficului ciclic. Practica a dovedit că ritmicitatea se obține acolo unde grupele ciclice sînt mai multe și mai omogene din punct de vedere al calificării. Se constată că tot aceste grupe sînt și cele fruntașe pe exploatări.

Pentru a veni în ajutorul grupelor care rămîn în urmă, se recomandă un schimb îndelungat de experiență între aceste grupe. Un asemenea sistem s-a introdus la I. C. Petrila, unde o serie de grupe din sectorul III au fost transferate în sectorul II pentru a contribui la îndeplinirea planului la toți indicii.

Introducerea prefabricatelor de beton simplu și armat în lucrările de susținere minieră ar mări productivitatea și ar asigura fazei de înaintare o reducere a timpului de lucru. Astfel, susținerea cu tubinguri (cuvelaje) ar înlătura o semi-fază: susținerea provizorie; odată cu săparea s-ar face și susținerea definitivă.

Sarcini importante revin de asemenea organelor de planificare și organizare a întreprinderilor. În acest sens trebuie să se urmărească revizuirea normelor de producţie în funcţie de condiţiile locale specifice, de a le înlătura aspectul lor statistico-experimental, acolo unde acestea mai există.

Tov. Gh. Gheorghiu-Dej arată în raportul ţinut la Congresul al II-lea al P.M.R. că: *„Normele tehnice trebuie stabilite în mod ştiinţific corespunzător cu nivelul actual de utilare tehnică a întreprinderilor noastre şi al experienţei în producţia acumulată de masa muncitorilor, norme care evoluează pe măsura progresului tehnic al întreprinderilor. Astfel de norme vor stimula iniţiativa şi eforturile muncitorilor pentru sporirea masei produselor pe baza creşterii productivităţii muncii, singura cale de ridicare a nivelului de trai"*.

În ceea ce priveşte sarcinile de plan care se dau în medie pe întreprinderile carbonifere şi în părţile lor componente ele corespund din punct de vedere al formei. Dar însăşi aceste sarcini medii trebuie să fie în concordanţă cu normele şi condiţiile locale. În anumite situaţii de pildă adaptarea unui nou proces tehnologic (susţinerea cu tubinguri, introducerea graficului ciclic, experimentarea combinelor etc.) credem că sarcinile medii ar trebui date pe decade şi anume: în decada I o sarcină medie mai scăzută, în decada II-a o sarcină medie mai ridicată şi în sfîrşit în decada III o sarcină medie mai mare ca acelea precedente, astfel ca prin însumarea acestor medii să se obţină sarcina totală planificată. În asemenea condiţii minerii ar putea da o producţie mai ritmică decît însăşi producţia planificată, deoarece ei s-ar acomoda cu noile metode de lucru în cursul perioadei respective. Coeficientţii de ritmicitate calculaţi la producţia obţinută prin acest sistem, indică în general un procentaj scăzut de fluctuaţie. [2].

★

Analiza îndeplinirii ritmice a planului industriei carbonifere a relevat că există posibilitatea de a se lucra organizat, că există şi trebuie fructificate rezervele interne ale întreprinderilor printr-o organizare raţională a muncii în toate sectoarele.

O caracterizare reală a gradului de ritmicitate se face numai ţinîndu-se seama de factorii tehnici şi economici, de condiţiile naturale ale locului de muncă, utilizîndu-se ca expresie sintetică a desfăşurării planului, coeficienţii statistico-matematici.

Împletirea analizei statistice cu analiza economică poate şi trebuie să ne indice cum trebuie să se lucreze în viitor, unde sînt punctele „slabe" pentru a le înlătura în aşa măsură încît să se asigure o ritmicitate de un nivel înalt, care să dea posibilitatea industriei carbonifere să îndeplinească sarcina principală ce-i revine în cel de al doilea plan cincinal: dublarea producţiei de cărbune.

Bibliografie

[1] *Gh. Gheorghiu-Dej:* Raport de activitate al Comitetului Central al Partidului Muncitoresc Romîn la Congresul al II-lea al Partidului.
[2] *Savinski V. D.:* Curs de statistică industrială.
[3] *Lubenescu D.:* Organizarea lucrărilor miniere.
[4] *Mihăilă I., Berdan C., Bafnote M.* şi *Grădină C.:* Cercetări asupra metabolismului energetic din munca de extragere a cărbunelui (Comunicare la Academia R.P.R., tomul V, nr. 10, p. 1545—1551).
[5] *Uho Ilia* şi *Haidu Iuliu:* Organizarea ciclică a muncii în minele de cărbuni.

★

О РЯВЕ ВОПРОСОВ РИТМИЧНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА В РАМКАХ УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Содержание статьи является продолжением работы опубликованной в No. 2/956 журнала, в которой автор разработал вопрос характеристики производственного темпа на основе статистических показателей.

В статье разносторонe рассматривается ритмичность производства в угольной промышленности на основе ряда практических данных.

EINLEITENDE UNTERSUCHUNGSARBEIT ÜBER DIE BESTIMMUNG DES PRODUKTIONSRHYTMUS IN DER KOHLENINDUSTRIE

Der vorliegende Aufsatz stellt die Fortsetzung des in unserer Teitschrift nr. 2/1956 erschienenen Aufsatzes dar, worin der Verfass die Bestimmung des Produktionsrhytmus auf Grund von statistischen Kennwerten behandelte.

Der Verfasser setzt nun seine Betrachtungen fort und weist auf Grund praktischer Erfahrung auf einige Merkmale des Produktionsrhytmus in der Kohlenindustrie hin.

Posibilităţile de aplicare a izotopilor radioactivi în hidrogeologia şi tehnica apelor minerale

R. Molnar-Amărăscu

Cunoaşterea fenomenelor nucleare, a deschis perspective cu totul noi în geologie şi în deosebi în faţa problemelor de geocronologie şi energetica pămîntului. Desigur că şi în domeniul hidrogeologiei, fizica atomică va duce la noi concepţii şi va juca un rol hotărîtor în rezolvarea unor probleme, care pînă în prezent şi cu actualele mijloace de investigaţie, nu au găsit o soluţie satisfăcătoare.

Descoperirea izotopilor radioactivi, cunoaşterea proprietăţilor lor, posibilităţile de a-i produce pe o largă scară industrială, în reactoare nucleare şi ciclotroane, după cum şi metodele perfecţionate pentru urmărirea şi detectarea lor, cu aparate de mare sensibilitate, au îmbogăţit hidrogeologia cu o nouă şi preţioasă metodă de cercetare ştiinţifică, şi anume: *utilizarea izotopilor radioactivi, ca trasori, pentru urmărirea dinamicii fluidelor subterane.*

Pe lîngă lămurirea unor serii de probleme de interes general în hidrogeologie, asupra cărora vom reveni în cele ce urmează, tehnica utilizării izotopilor radioactivi, ca trasori, a permis rezolvarea unor probleme şi de ordin pur tehnic, ca: determinarea orizonturilor acvifere prin intermediul carotajului radioactiv, detectarea diferenţială prin gaura de sondă, a două fluide de densităţi diferite: apă — petrol sau apă dulce — apă minerală, determinarea pierderilor pe traseul unei conducte îngropate sau de-a lungul burlanelor din sonde, determinarea gradului de coroziune sau a grosimii depunerilor de pe pereţii conductelor.

In ultimele decenii o preocupare vie a hidrogeologilor din diverse ţări, a constituit problema originii juvenile a unor categorii de ape minerale şi îndeosebi a celor termale. Profesorul sovietic N. C. Ignatovici, încă din 1943, demonstrează, că diferenţele între compoziţia şi termalitatea apelor minerale sînt o funcţie directă a dinamicii acestor ape. După concepţia profesorului Ignatovici, toate apele minerale au origină vadoasă, formarea lor avînd loc după cele trei faze succesive:

1. Infiltraţia, la o altitudine destul de mare, a apelor meteorice.
2. Circulaţia în profunzime prin formaţiuni permeabile sau prin accidente tectonice (falii, diaclaze, etc.).
3. Ascensiunea rapidă şi emergenţa izvorului la o altitudine inferioară zonei de infiltraţie, acolo unde există o discontinuitate stratigrafică, litologică sau tectonică.

Pentru combaterea teoriei originii juvenile a apelor minerale, cercetătorii sovietici au făcut numeroase studii în regiunile Caucazului şi Transbaicalului.

Explorările prin foraje, a orizonturilor cu ape minerale din aceste regiuni, au arătat că mineralizarea şi temperatura acestor ape — considerate drept juvenile — nu cresc cu adîncimea; forajele oblice în roci neoeruptive nu au putut identifica falii sau accidente tectonice sub zonele de emergenţă ale izvoarelor, iar măsurătorile făcute asupra presiunii gazelor (CO_2) din aceste ape, au arătat presiuni mici (sub 10 at.), insuficiente pentru vehicularea apelor din adîncime.

Şi în alte ţări teoria originii juvenile a apelor minerale a fost mult discutată. Această concepţie leagă, originea apelor juvenile, de fenomene vulcanice recente, de lave tinere în consolidare. Concomitent cu savantul sovietic Ignatovici, geologul francez Noetzlin a observat că răspîndirea geografică a vulcanilor pe suprafaţa pămîntului şi periodele lor de activitate sînt întîmplătoare — după cum întîmplătoare sînt şi reacţiile în lanţ, periodice, ale uraniului din litosferă. Bazat pe această ipoteză el a elaborat o teorie complet nouă a vulcanismului terestru: o cantitate de uraniu se acumulează undeva în litosferă şi reacţia în lanţ începe să se declanşeze. Ia naştere un lung proces de fiziune, cu dezvoltarea unor imense cantităţi de căldură, căldura vulcanică. In timpul erupţiei, uraniul se dispersează în lavă şi reacţia în lanţ este întreruptă. Este greu de închipuit, că dintr-un astfel de proces, să rezulte „ape juvenile".

Interpretarea nedialectică a fenomenului de către Noetzlin, a fost mult criticată, de către savantul sovietic G. V. Voitkevici. Mai tîrziu însă, prin cercetări mai precise, ca cele ale lui Joli, s-a putut determina neîndoios o radioactivitate remarcabilă a lavelor tinere. De asemenea au fost descoperite bogate zăcăminte de uraniu, în rocele vulcanice şi chiar în tufurile vulcanice din Anzii Cordilieri, indicînd existenţa unei legături între elementul radioactiv şi lavă.

Totuşi, nu existau probe experimentale, concrete, pentru combaterea vechei teorii a originii juvenile a apelor minerale.

In septembrie 1953 Institutul de Hidrologie din Franţa, a iniţiat o experienţă interesantă, aplicînd metoda trasorilor radioactivi.

Izvoarele termale din Cauterets şi Luz, situate pe versantul nord-estic al masivului granitic Cauteret (Pirinei) au fost considerate pînă în prezent, ca ape juvenile, din cauza înaltei lor temperaturi şi a faptului, că apar din roci eruptive. O parte din geologii francezi au remarcat însă, că trei lacuri mari: lacul Illéou, lacul Oulettes d'Estom Soubiran şi lacul Labas, de pe versantul sudic al masivului Cauterets, sînt aşezate chiar pe zona de contact între masivul granitic şi şisturile dinanţiene, într-o zonă puternic tectonizată, la o diferenţă de altitudine, de cca. 1000 m., în raport cu emergenţa izvoarelor.

La 26 august 1953, în lacul Labas, s-a injectat 700 millicurie, reprezentînd 4 100 gamma, din izotopul radioactiv I131, în formă de iodură de sodiu, avînd o perioadă de dezintegrare de: 8,06 zile.

Numeroase experienţe prealabile de laborator au arătat, că iodul radioactiv este numai slab absorbit de materialul obţinut prin concasarea granitelor şi şisturilor dinanţiene, obţinîndu-se randamente (η = activitate obţinută după spălare), activitate introdusă de 60% — 100%.

Intre data de: 4 septembrie şi 15 octombrie au fost ridicate zilnic probe din izvoarele termale din Cauterets şi Luz, care după o evaporare şi un tratament prealabil pentru eliminarea autoabsorbţiilor, au fost expuse sub clopotul unui contor Geiger — Müller. In mai multe probe s-a remarcat o activitate brută a soluţiei, dovedind legătura, între lacul Labas, ca bazin de alimentare şi sursele termale. Faptul că această activitate a rămas sub 1/100 millimicrocurie, dovedeşte că cea mai mare parte a particulelor radioactive, nu a putut parcurge distanţa de 21 km, între lac şi izvoare, în numai 45 zile şi că deci circulaţia în diaclaze, la zona de contact-: „granit-şist" este de cel mult 0,5 cm/s.

Experienţa de la Cauterets-Luz este o nouă demonstraţie practică, cu aplicarea unei noi tehnici de cercetare, a originii vadoase a unor ape termale, ce apar din masive eruptive şi totodată pune în evidenţă date preţioase asupra vitezelor de circulaţie, în diaclazele rocilor granitice.

Intrebuinţarea trasorului I_{131}, cu o perioadă relativ scurtă şi urmărirea trasorului cu un detector tip Geiger-Müller nu au permis cercetătorilor francezi, ca să obţină rezultate mai amănunţite. Prin utilizarea drept „trasori“ ai unor izotopi de viaţă mai lungă şi prin folosirea contoarelor de scintilaţie cu element foto-electric sau multiplicator foto-electronic, credem că în viitor se vor putea obţine rezultate şi mai precise.

Discuţia asupra originii juvenile a apelor termale, este deschisă şi pentru termele radioactive din staţiunea noastră „Herculane“.

Tectonica regiunii, existenţa a 2 falii mari şi a numeroaselor accidente tectonice secundare, permit atît infiltraţia la adîncime, cît şi circulaţia apelor meteorice. Presupunînd deci, existenţa unei zone de infiltraţie şi a unei zone de circulaţie şi de drenaj, este de bănuit, că termele de la Herculane, fac şi ele parte dintr-un circuit vados, care va putea fi străbătut de un izotop trasor. Temperatura ridicată şi mineralizaţia relativ redusă, a apelor de la Herculane, pledează încă, pentru o circulaţie activă, cu viteză ridicată.

Lansarea unui izotop radioactiv şi urmărirea lui în izvoarele staţiunii vor rezolva problema triplă: a originii — mineralizării şi termalităţii acestor ape. Cum în staţiunea Herculane, natura petrografică a rocilor: granite vechi, şisturi negre şi calcare, arată o oarecare asemănare petrografică cu rocile din regiunea Cauterets, în primele experienţe s-ar putea utiliza izotopul radioactiv I_{131}, dar sub forma lui mai eficace de iodură de potasiu. Problema se rezumă, la găsirea punctului de lansare, adică la determinarea unei eventuale zone de alimentare a izvoarelor, ceea ce implică ridicări topometrice şi cartări geologice, extrem de minuţioase ale regiunii. De pildă, în Transbaical, cercetările geologice în legătură cu originea juvenilă a apelor, au durat trei ani, iar cartarea ariilor cu emergenţe hidrotermale din regiunea Cauterets, s-a desfăşurat între anii 1931--1937.

Ca o problemă mai restrînsă a staţiunii Herculane, prin lansarea izotopului radioactiv I_{131} în sursa termală Hercule, se vor putea urmări legăturile posibile între acest izvor şi apariţiile de ape termale, slab mineralizate, din aşa zisa „Baia Romană“ şi din alte iviri de pe malul drept al Cernei. Se deschide astfel o posibilitate de a capta acest izvor, într-un punct, în care constantele sale fizico-chimice (*Q, t,* compoziţie chimică) să nu fie permanent şi imediat influenţate de precipitaţiile meteorice, izvorul prezentînd în prezent variaţii de 60% — 65%.

Pe lîngă importanţa teoretică, pe care o prezintă soluţionarea problemei privind originea apelor minerale termale, ea are şi o importantă latură practică, în ceea ce priveşte politica noastră de izvoare, adică instituirea perimetrelor hidrogeologice de protecţie, din jurul izvoarelor, care desigur, în cazul unui circuit vados, vor trebui să fie mult mai extinse, cuprinzînd şi bazinul sau zona de alimentare a surselor de ape minerale.

Ca o primă cercetare, se propune studiul perimetrului de protecţie al staţiunii Borsec; în acest sens, primele cercetări trebuie îndreptate spre stabilirea unei comunicări, prin infiltraţie, între pîrăul Hanzker, pîraiele Nadas şi Usturoiu şi între izvoarele minerale ale staţiunii Borsec. Aceste pîraie, traversează pe anumite zone, calcarele cristaline, la cote mult superioare, faţă de izvoarele carbogazoase ale staţiunii şi care apar şi ele din calcare cristaline. Lansarea unor izotopi trasori, în apa pîraielor, la cotele menţionate şi urmărirea izotopilor în apa izvoarelor, vor stabili, dacă există o astfel de legătură între pîraie şi izvoare şi în consecinţă se vor putea lua toate măsurile pentru conservarea şi pentru protecţia igienico-sanitară a izvoarelor noastre din staţiunea Borsec.

Teoria dinamicii active a apelor subterane, elaborată de savanţii sovietici Ignatovici şi mai tîrziu de A. A. Saukoff în „Metode radiohidrogeologice de prospecţiuni“ (expusă în 1955 la Geneva), şi-a găsit aplicaţii şi la explicarea originii apelor „fosile“ sau a apelor de zăcămînt. Studiul nivelelor apelor sărate iodo-bromate din sondele de adîncime şi a presiunilor sub care se găsesc aceste ape (insuficiente pentru a fi atribuite rocilor înconjurătoare), studiul compoziţiei chimice a acestor ape, mult deosebită de cea a mărilor actuale, după cum şi faptul, că în procesele actuale de sedimentare, din lacurile sărate, se constată, că apa acestor lacuri nu rămîne inclusă în nămolurile depuse, au dus la un mare semn de întrebare :aceste ape sînt ele într-adevăr „fosile“, nu au şi ele o dinamică a lor?

Ca o ilustrare practică a acestei teorii, în 1955, Biroul de Mine din Bartlesville Oka (S.U.A.) a întreprins o serie de cercetări în domeniul dinamicii apelor sărate iodo-bromate, ce însoţesc zăcămintele de petrol.

Toate mijloacele de investigaţie cunoscute pînă în prezent, adică: carotajul mecanic, măsurători de nivele şi presiuni, carotajul electric şi chiar carotajul radioactiv, utilizat de mulţi ani în industria petroliferă, nu au dat rezultate concludente, ele limitîndu-se la cercetări pe un traseu vertical. După numeroase cercetări de laborator, prin trecerea prin carotele de gresie şi nisipuri presate, extrase din sondele existente în regiune, a unui curent orizontal de soluţie: apa minerală + trasor radioactiv, s-a putut observa că în aceste gresii şi nisipuri presate, trasorul I_{131} este numai slab absorbit. Avînd însă o perioadă scurtă, trasorul I_{131} a fost înlocuit cu doi izotopi radioactivi din grupa platinei: ruteniu 103 şi iridiu 192, cu perioadă de 74,5 zile.

Pentru experienţă s-a ales un grup de trei sonde aşezate în triunghi, dintre care, două productive şi una neproductivă.

Soluţia radioactivă a fost injectată în puţul neproductiv, făcîndu-se imediat şi un carotaj radioactiv al puţului, spre a se vedea, care sînt zonele, în care cea mai mare cantitate de soluţie radioactivă părăseşte puţul. Prin contoare Geiger-Müller şi autoradiografe, fixate în partea superioară a coloanelor sondelor productive, s-a putut determina, prin măsurători de suprafaţă, radioactivitatea reziduală.

După prima injecţie de soluţie radioactivă, s-au obţinut informaţii asupra transitului de apă minerală şi asupra direcţiilor de scurgere, spre cele două puţuri productive. Injecţia cu o soluţie identică s-a repetat din nou, aşezînd de astă dată aparatele de carotaj radioactiv, în cele două sonde productive şi determinînd-i zonele, în care intră cea mai mare cantitate de apă spre aceste sonde. S-au obţinut astfel aşa zise „profile de producţie de apă“ indicînd, că şi aceste „ape fosile“, sînt afectate de o dinamică pronunţată.

Pe lîngă importanţa teoretică a experienţei ea are şi o importanţă practică, în exploatarea şi raţionalizarea explotării apelor sărate iodobromate; a jucat un mare rol şi în diversele procedee de waterlift, în timpul exploatării petrolului.

Experienţe similare, ar prezenta mult interes şi pentru sondele noastre de la Govora, care exploatează ape presupus „fosile“, stabilindu-se prin întocmirea unui asemenea „profil de apă“, zona optimă pentru amplasamentul unei noui sonde de producţie.

Credem însă, că această experienţă poate deschide perspective noi şi pentru unele probleme de hidrogeologie aplicată şi anume în ceea ce priveşte determinarea vitezelor de circulaţie în orizonturile productive şi a coeficienţilor de permeabilitate. Pînă în prezent aceste determinări se făceau fie prin probe de pompaj, executate la un triunghiu sau poligon de sonde, metodă destul de greoaie şi costisitoare, fie prin injectări de coloranţi, metodă valabilă numai acolo, unde colorantul nu este absorbit de formaţiunile pe care le străbate. Lansarea unei soluţii cu izotopi radioactivi, în una din sonde şi urmărirea, prin contoare şi autoradiografe, în celelalte sonde, este o metodă elegantă şi sigură, atît pentru determinarea vitezelor de circulație, în orizonturile productive, cît și pentru determinarea coeficienților de permeabilitate.

Astfel de experiențe sînt executabile și la noi în țară. Aplicarea lor ar fi foarte interesantă în deosebi pentru stațiunile Buziaș și Malnaș unde sondele funcționează de mulți ani, cît și în regiunile unde se fac explorări prin noi foraje (Vatra Dornei, Herculane, etc.).

★

Utilizarea trasorilor, pentru urmărirea traseelor subterane de apă, nu este o metodă nouă în tehnică. Intrebuințarea coloranților organici datează încă din 1906. In ultimii 20 ani atît în U.R.S.S. cît și în alte țări, s-au întrebuințat frecvent drept trasori, izotopi neradioactivi.

Utilizarea coloranților organici de tipul fluoresceinei sau rodaminei B, a avut succes, numai în cazul calcarelor sau a unor roci compacte, acești coloranți fiind absorbiți de nisipuri fine, argile fine sau gresii. De asemenea nu posedă extrema sensibilitate a izotopilor radioactivi, cari pot fi urmăriți, prin noile tipuri de detectoare, pînă la a milioana milioana parte dintr-un element.

In ce privește utilizarea izotopilor stabili, neradioactivi: Cesium 134 și Seleniu 75, experiențe numeroase de laborator ,făcute asupra carotelor de gresii extrase din sonde, arată că acești izotopi în soluții destul de concentrate (160 părți pe milion/50 mililitri apă distilată sau 200 p.p.m./50 ml), recircuitate în repetate rînduri prin carotele menționate, nu au putut fi identificate, nici cu cele mai fine spectrometre Beckman. De asemenea izotopii stabili nu au putut fi detectați, în cercetări pe verticală, în găuri de sondă.

Intrebuințarea izotopilor radioactivi, ca trasori, se bazează pe trei proprietăți importante și caracteristice:

— Comportarea lor chimică identică, cu cea a izotopului neradioactiv al aceluiași element; faptul că radiațiile emise de acești izotopi indică, locul și cantitatea de element radioactiv la fiece moment și în sfîrșit cantitățile detectabile ale acestor izotopi, sînt atît de mici, încît chiar în analize chimice cantitative, masa lor poate fi considerată practic neglijabilă.

Ce se cere deci unui trasor radioactiv ideal, pentru cercetări hidrogeologice?

— Un înalt potențial de solubilitate a compușilor săi obișnuiți.

— O perioadă de viață destul de lungă, care să permită măsurători pe un interval de timp, cel puțin egal cu timpul ce se scurge între infiltrația și reapariția apei.

— Un grad de absorbție cît mai redus față de formațiunile solide, înconjurătoare.

— Posibilitatea de a fi detectat, chiar în soluții de foarte mică concentrație.

— Posibilitatea de a fi detectat, atît în puțuri adînci, cît și la suprafață.

— Identificarea cu aparate portabile și prin înregistrări automate.

— Posibilitatea de a fi obținuți relativ ușor și la prețuri accesibile.

In cei 9 ani, de utilizare ai izotopilor radioactivi, ca trasori, producția lor industrială a ajuns la cca. 1000 compuși. Izotopii radioactivi se obțin în prezent, fie în pile atomice, prin bombardarea unor elemente grele, radioactive, cu neutroni (în procese n-gamma sau n-proton), cu formarea produselor de fiziune, ca de exemplu: iod 131, carbon, 14, fosfor 32, sulf 35, cobalt 60 etc. fie mai rar, în ciclotroane sau tunuri atomice, prin bombardarea unor elemente prin proectile nucleare, accelerate în cîmp electric și magnetic (54 d Be 7, 270 d Co 57 etc.).

Dintre trasorii cei mai frecvent întrebuințați și mai ușor de obținut pentru diverse cercetări științifice se recomandă (tabelele 1 și 2):

Tabela 1

Izotopi cu radiațiuni beta

Izotopi	Perioade	Energia de radiație
Sulf radioactiv S 35 . . .	87,1 zile	0,166 Me V
Fosfor radioactiv P 32 .	14,3 „	1,712 „
Calciu radioactiv Ca 45 .	165 zile	0,25 „
Stronțiu radioactiv Sr 89 .	53 „	
Stronțiu radioactiv Sr 90	28 ani	2,24,054 MeV
Taliu radioactiv Tl 204 . . .	4 ani	0,77 Me V
Hidrogen radioactiv H_3 . .	12,5 ani	0,019 „
Carbon radioactiv C 14 .	5700 ani	0,155 „

Tabela 2

Izotopi cu radiațiuni beta și gamma

Elemente	Perioadă	Radiații beta	Radiații gama
Sodiu Na 24 .	14,9 ore	1,30 Me V	2,76;1,38MeV
Iod I 131 . . .	8,05	0,61; 0,34 „ 0,25; 0,81 „	0,36;0,28 0,64;0,08 „
Fier Fe 59 . .	46,3 zile	0,46; 0,27 „ 1,56 „	1,10;1,29 0,19 „
Bariu Ba 140 .	12,8 zile		

Pentru cazurile, cînd izotopul trasor, trebuie să aibă o viață mai lungă de 3—4 săptămîni, se recomandă:

Iridiu Ir 192	74,5 zile	0,67; 0,54 0,24 Me V	0,32;0,31 0,30;0,20Me V
Zirconiu Zr 95	65 zile		
Itriu I 91	61 zile		

Pentru scopuri industriale, din cauza perioadei lungi, se întrebuințează frecvent:

Cobalt Co 60 .	5,2 ani	0,32 Me V	1,35; 1,16 Me V
Cesiu Ce 137 .	35 ani	0,51;1,18MeV	0.662 „

Intreaga tehnică a izotopilor radioactivi, depinde de sensibilitatea, cu care pot fi detectați, după diluția lor, cu alți atomi ai aceluiași element. Eliminarea autoabsorbțiilor, prin plasarea materialului radioactiv într-un mediu scintilator lichid, a adus, de exemplu, în cazul izotopului foarte valoros „P 32" la posibilități de diluţie de ordin 10^7, cu atomi obişnuiţi de fosfor, ceea ce arată, că chiar în diluţii enorme, izotopul radioactiv de fosfor rămîne detectabil.

Pentru detectarea poziţiei şi a cantităţii de material radioactiv în apă, ne stau la dispoziţie un număr foarte mare de contoare sau detectoare, astfel: detectorul cu antracen: C 12 (*n*, 2*n*), C 11; detectorul de iodură de sodiu: I 127 (*n*, 2*n*), I 126 pentru flux minim de 20 n/cm^2/sec; detectorul de sulf: S 32 (*n.p.*) P. 32 pentru flux minim de 230 n/cm^2/sec.; detectorul foarte sensibil de uraniu, pentru flux minim de 6,6 n/cm^2/sec; detectorul cu bismut, pentru fluxul minim de 70 n/cm^2/sec. etc.

Contoarele Geiger-Müller au suferit şi ele modificări sensibile. Astăzi, pentru izotopii cu emanaţii sensibile de raze beta se întrebuinţează contoare cu ecrane catodice, înconjurate de o „manta" de alte contoare legate în anticoincidenţă, pentru protecţia faţă de radiaţiunile cosmice. Alte contoare moderne, sînt cele cu „gaz intern" pentru cazul cînd izotopul poate fi obţinut sub formă gazoasă sau „contoarele de scintilaţie", întrebuinţate la radiaţii slabe beta şi în cazul radiaţiilor gamma, bazate pe proprietatea unor „fosfori" de a produce lumină, cînd sînt loviţi de o particulă nucleară sau de o emanaţie. Această lumină dirijată pe fotocatodul unui multiplicator, provoacă degajări de foto-electroni, înregistrabili. Ca scintilatoare pot fi folosite corpuri anorganice, ca de exemplu: sodiu activat prin taliu, iodură de sodiu, tungstate de cadmiu sau calciu, în cazul detectării particulelor alfa sau corpuri organice: antracen, pentru detectarea emanaţiilor beta, sau în sfîrşit lichide scintilatoare (toluen, xilen, fenilciclohexan etc.) pentru detectarea particulelor nucleare. Recent se întrebuinţează şi spectrometre cu lichid scintilator, pentru determinări de radiaţii gamma.

Frecvent, în tehnica detectărilor moderne, se utilizează în locul contoarelor, metoda plăcilor fotografice cu emulsie groasă (metoda Mîşovschi-Jdanov), după cum şi diferite sisteme autoradiografice, cu întrebuinţări de filme cu emulsii de halogenuri de argint sau sisteme monomero-polimere, sensibile la radiaţii. Noi cercetări sînt în curs, pentru perfecţionarea unui microscop special, pentru radiaţii beta, permiţînd citiri directe, în cîmpul microscopic.

★

In tehnica explorărilor pentru petrol şi ape minerale izotopii şi-au găsit o vastă întrebuinţare.

Metoda carotajului radioactiv, se întrebuinţează de mulţi ani în U.R.S.S. şi recent şi la noi în ţară, pentru carotajul sondelor părăsite de petrol. Carotajul radioactiv poate fi aplicat însă şi în cazul sondelor de ape minerale şi va prezenta o nouă metodă de investigaţie în hidrogeologie, pentru determinarea orizonturilor de ape minerale.

Izotopul radioactiv, închis într-un tub de oţel, este introdus prin intermediul unui cablu în sondă. Neutronii, emişi de izotop, de obicei un amestec de poloniu şi beriliu radioactiv, cu perioadă de 140 zile, sînt absorbiţi de nuclei, care emit imediat raze gamma. Energia acestor raze caracterizează absorbantul, obţinîndu-se astfel informaţii asupra stratelor de petrol sau apă. De obicei se întrebuinţează pentru înregistrare, contoare Geiger, cu fir de molibden, montate la gura sondei. In cercetările mai noi aceste contoare au fost înlocuite prin contoare de scintilaţie, cu cristale de iodură de sodiu care joacă rolul de „fosfor" şi care permit detectarea diferenţială a două lichide; petrol — apă minerală, sau ceea ce interesează direct hidrogeologia; apă dulce — apă minerală. Această metodă poate juca un mare rol, în determinarea adîncimii, la care trebuie executată, închiderea apelor de suprafaţă.

Cu ajutorul izotopilor radioactivi, pot fi rezolvate şi o serie de probleme de interes balneotehnic. Astfel, încă din 1943, savanţii sovietici Vavilov, Dobrotin, Avdeenko şi Ţuckerman, au elaborat o nouă metodă pentru determinarea grosimii pereţilor conductelor, problemă foarte spinoasă în balneotehnică, avînd în vedere că apele minerale, prin acţiunea lor: coroziune sau depuneri, schimbă în continuu secţiunea conductelor. Metoda se bazează pe absorbţia diferită a razelor gamma, de către materialul pereţilor, în funcţie, de grosimea lor. Radiaţia gamma este măsurată de două camere de ionizare, conectate diferenţial. La grosimi inegale ai pereţilor, apare un curent de diferenţă, măsurat de microampermetru. Alte metode pentru determinarea grosimilor depunerilor se bazează pe reflecţia particulelor de electroni, emise de izotopi radioactivi: C 14, Sr 90, S 35, etc.

Pentru determinarea pierderilor de fluide pe traseul unor conducte îngropate, există astăzi trei metode de cercetare, pe bază de izotopi, radioactivi. Aceste metode devin foarte importante, în deosebi, în cazul transportului de ape carbo-gazoase, în regiuni unde săpăturile de control, ar putea periclita echilibrele: apă minerală-gaz.

Se întrebuinţează, în mod curent o soluţie de „Na 24" sub formă de $HNaCO_3$; se poate proceda la umplerea conductei cu soluţie radioactivă, închiderea ei şi urmărirea reziduurilor radioactive, cu contoare Geiger şi de scintilaţie, pe terenul, din exteriorul conductei. Prin a doua metodă se măsoară viteza de curgere a soluţiei radioactive, determinîndu-se secţiunile, în care această viteză se micşorează.

In cazul conductelor lungi, se umple conducta cu o soluţie radioactivă, sub presiune, urmată imediat de un flotor, fixat de un contor Geiger legat de un cablu. Pentru determinarea timpului, cînd contorul trece, pe diferite intervale etalon, se fixează mici surse de Cobalt radioactiv (Co 60). Contorul înregistrează pierderile pe o lungime de conductă pînă la 20 km. Metoda este aplicabilă şi pe verticală, în cazul burlanelor din sonde.

Ca încheere, credem, că este important să menţionăm şi cercetarea regimului lacurilor, pe bază de izotopi radioactivi. Experienţa din regiunea Cauterets, a furnizat cîteva date importante asupra timpului de reînoire a apei, dintr-un lac de munte, de tipul lacului „Labas". Cercetînd procesele de înnămolire ale estuarului Tamisei, în 1955, au fost iniţiate o serie de cercetări de-a lungul rîului, cu lansări de nămol radioactivizat. Ca trasor s-a întrebuinţat oxidul de scandiu (Sc 46), cu activitate de 4 curie şi perioadă de 85 zile, disolvat în silicat de sodiu, material asemănător cu nisipul foarte fin — componentul anorganic al nămolului. Amestecul: nămol şi lichid trasor, a fost lansat de pe un vapor pînă în patul rîului. Inregistrările s-au făcut prin contoare de raze gamma, bine protejate, lansate de pe un al doilea vapor, pînă în patul rîului şi legate prin cabluri de radiometrele situate pe vapor. Distribuţia nămolului a putut fi urmărită timp de două săptămîni. Este de reţinut, că acolo, unde patul rîului prezenta deja nămoluri consolidate, nu s-a putut determina nici un fel de radioactivitate. S-a detectat însă neîndoios, prezenţa izotopului, acolo, unde procesul de consolidare era încă în curs.

Aceste experienţe, deschid un interesant cîmp de activitate, pentru studiul depunerilor şi repartiţiilor de nămol în lacurile noastre terapeutice. Devin chiar foarte necesare, pentru lacurile alimentate de pîraie de munte, ce antrenează nisipuri (tip lacul Ursu-Sovata), pentru evitarea înnămolirii complecte a lacului şi pentru lucrările de dragare, necesare în cazul acestor lacuri.

In articolul de faţă, ne-am rezumat, să semnalăm după datele de literatură (menţionate în bibliografie) şi în special după cele ale conferinţei de la Geneva, ceea ce poate să aducă nou, în domeniul hidrogeologiei apelor minerale și în domeniul balneotehnicii, folosirea tehnicii înaintate a izotopilor radioactivi.

In expunere s-au lăsat la o parte amănuntele și explicațiile asupra unor date, care au devenit clasice sau care nu interesează decît hidrogeologia.

Caracterul de continuă prefacere, pe care-l au cercetările din acest domeniu nou și lipsa de lucrări originale în țară, pe care încă nu am avut posibilitatea să le executăm, fac, ca interpretările sau ipotezele pe care le-am ridicat să nu fie de fapt, decît niște semne de întrebare. Totuși perspectivele teoretico-științifice pe care le deschid aceste studii prezintă și un deosebit interes practic. Din acest motiv am considerat necesar să le aducem pentru prima dată în discuție, mergînd astfel în întîmpinarea folosirii pașnice a strălucitei cuceriri a minții omenești, care este știința despre energia nucleară.

Fizica atomică lucrînd în afara cercurilor de preocupări ale geologiei și hidrogeologiei, a descoperit și descoperă fenomene geologice sau hidrogeologice noi, care aduc schimbări în multe din concepțiile noastre vechi. De aceea, după cuvintele savantului sovietic V. I. Vernadski, unul din primii radiogeologi din lume: „Geologul și hidrogeologul, trebuie să urmărească, să examineze, atent și neîntrerupt fenomenele studiate de fizica nucleului atomic“.

Bibliografie

[1] *Ignatovici*: Despre răspîndirea și formarea apelor subterane, (Buletinul Academiei de științe a U.R.S.S., 1943).

[2] *Voitkevici G. V.*: Importanța geochimică și geologică a radioactivității, „Aplicațiile pașnice ale energiei atomice“ — Academia Republicii Populare Romîne, 1955.

[3] *Danielevici G. I.*: Rolul potasiului în radioactivitatea pămîntului după datele actuale, „Aplicațiile pașnice ale energiei atomice“ — Academia Republicii Populare romîne, 1955.

[4] * * *: Aplicațiile radiațiilor radioactive în tehnica măsurilor și protecția muncii la lucru cu izotopii radioactivi, „Aplicațiile pașnice ale energiei atomice“ — Academia Republicii Populare Romîne, 1955.

[5] *Urbain P., Lagrange R., Hourset R., Geslin M.*: Sur l'emploi des traceurs radioactifs sur le terrains en géologie et hydrogeologie, Annales de l'Institut d'Hydrologie et de Climatologie, Paris, 1954.

★

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РАДИОАКТИВНЫХ ИЗОТОПОВ В ГИДРОЛОГИИ И ТЕХНИКЕ МИНЕРАЛЬНЫХ ВОД

Описывается новый способ наблюдения за динамикой грунтовых вод путем использования радиоактивных изотопов и вносятся предложения с целью применения данного метода.

Указываются преимущества и условия применения радиоактивных изотопов.

В заключение предлагается проведение наблюдений за осадочными процессами посредством радиоактивных изотопов.

ANWENDUNGSMOGLICHKEITEN DER RADIOACTIVEN IZOTOPEN IN DER HYDROLOGIE UND BEI DER UNTERSUCHUNG VON MINERALQUELLEN

Es wird eine neue Methode zur Untersuchung der unterirdischen Wässer mittels radioactiver Izotopen beschrieben. Es wird die Anwendung der neuen Methode vorgeschlagen, wobei auf deren Vorteile hingewiesen wird.

Die Anwendungsmöglichkeiten der radioactiven Izotopen werden allgemein besprochen und zum Schluss wird der Vorschlag gemacht, die Absetzvorgänge mittels radioactiver Izotopen zu untersuchen.

Experiența minerilor din bazinul carbonifer Schitu-Golești

Aplicarea metodei graficului ciclic la Intreprinderea Carboniferă Cîmpulung

In toate ramurile de producție din țara noastră, răspîndirea metodelor înaintate de lucru, a dat un puternic avînt mișcării inovatorilor ridicați din rîndul muncitorilor, inginerilor și tehnicienilor.

In întreprinderile socialiste, organizarea proceselor de producție și a muncii se bazează pe:

— realizările cele mai noi ale științei și tehnicii
— însușirea tehnicii noi de către muncitori
— îmbogățirea continuă a tehnicii de către inovatori și fruntași în producție.

Organizarea socialistă a producției, crează posibilități largi, nelimitate, pentru ridicarea productivității muncii, pentru extinderea sistematică a producției, pentru sporirea necontenită a produselor, pentru îmbunătățirea calității producției și pentru micșorarea prețului de cost.

In industria carboniferă, baza organizării socialiste a producției, o constituie introducerea muncii ciclice în subteran. Lucrul după graficul ciclic crează o dezvoltare sistematică a proceselor de producție, fără de care astăzi nu este posibilă funcționarea unei întreprinderi socialiste și în special a unei exploatări miniere, cu o mecanizare modernă.

Mașinile și mecanismele cele mai noi și cele mai perfecționate, care se introduc în industria carboniferă, pot fi utilizate din plin pentru creșterea continuă a extracției cărbunelui și pentru sporirea productivității muncii, numai pe baza îmbunătățirii radicale a fazelor procesului tehnologic de producție minieră, ce se realizează prin introducerea graficului ciclic.

Metoda sovietică de lucru după graficul ciclic, este o metodă de organizare științifică în minele de cărbuni, formă nouă de organizare a producției, care asigură o creștere a productivității muncii, a producției și a cîștigurilor muncitorilor. In special în industria carboniferă, această formă superioară de organizare a muncii, acolo unde a fost introdusă, a dat cele mai bune rezultate, ceea ce impune extinderea metodei la majoritatea locurilor de muncă din exploatările care au aplicat-o, și generalizarea ei la întreprinderile carbonifere.

Introducerea acestei metode înaintate de lucru a graficului ciclic, este o consecință a înzestrării minelor de cărbuni, cu mașini și mecanisme de înaltă productivitate, pentru a se asigura o cît mai completă folosire a utilajelor și agregatelor minere.

Baza tehnică de trecere a unei lucrări miniere la munca după graficul ciclic, o constituie gradul ridicat de mecanizare a principalelor operațiuni ale procesului de producție minieră ca: perforarea, împușcarea, evacuarea și transportul.

Lucrul după grafic, permite în primul rînd creșterea vitezii de înaintare a lucrărilor de pregătire și a abatajelor cu front lung. Metoda duce în același timp la o reducere apreciabilă a eforturilor muncitorilor în procesele de bază ale producției datorită bunei organizări a muncii pe care o implică, și deci la o reducere a numărului de posturi față de munca neciclizată.

La organizarea producției într-un abataj mecanizat, prin aplicarea ciclizării se realizează:

— organizarea cît mai rațională și repartizarea forțelor de muncă, astfel încît să se asigure o productivitate înaltă a muncii, pe baza aplicării tehnicii perfecționate și a folosirii largi a experienței muncitorilor fruntași;

— atingerea unor indici înalți, folosind la maximum timpul și capacitatea de lucru a tuturor mașinilor și mecanismelor care se află în abataj;

— utilizarea cît mai intensivă a frontului de lucru, în exploatare, adică atingerea unei înaintări maxime posibile a liniei de abataj pe zi;

— eliminarea timpilor morți;

— asigurarea securității lucrului;

— micșorarea prețului de cost pe tona de cărbune.

Planificarea organizării operațiilor în abataj, pentru condițiile de zăcămînt date, se va face ținîndu-se seama de delimitarea precisă a fiecărei operații din întregul proces de lucru și de alcătuirea unei astfel de îmbinări și succesiuni a operațiilor în timp și în spațiu, încît să se rezolve în modul cel mai perfect problemele susmenționate.

Repetarea periodică și neîntreruptă a acelorași lucrări, cu fiecare înaintare nouă și completă a abatajului pe toată lungimea lui, în cadrul procesului de producție dintr-un abataj mecanizat, reprezintă organizarea ciclică a operațiilor.

Acesta constă în principiu din trei părți:

1. **Planograma operațiilor,** care cuprinde desfășurarea lucrului la locul de muncă ciclizat, în succesiunea normală a operațiunilor procesului de producție.

În ea se arată exact durata normală a diferitelor operațiuni succesive, în fiecare schimb, ce alcătuiesc în totalitatea lor ciclul de producție minieră. Ciclul de lucrări trebuie respectat cu strictețe pentru buna desfășurare a procesului de producție.

Astfel planograma lucrărilor ciclice pentru abatajul cu front lung cuprinde ca operații principale: havarea, perforarea, împușcarea, încărcarea (evacuarea), susținerea, mutarea transportorului, mutarea stivelor, surparea.

Planograma unei lucrări ciclice de pregătire, va cuprinde principalele operații: perforarea, împușcarea și aerajul, încărcarea, transportul cărbunelui (evacuarea), susținerea, montarea căii ferate înguste.

2. **Graficul schimburilor muncitorilor,** în care se arată componența brigăzii, cu numărul de posturi pe fiecare schimb (repartizarea posturilor). Aceasta completează organic planograma, sub care se și așează graficul.

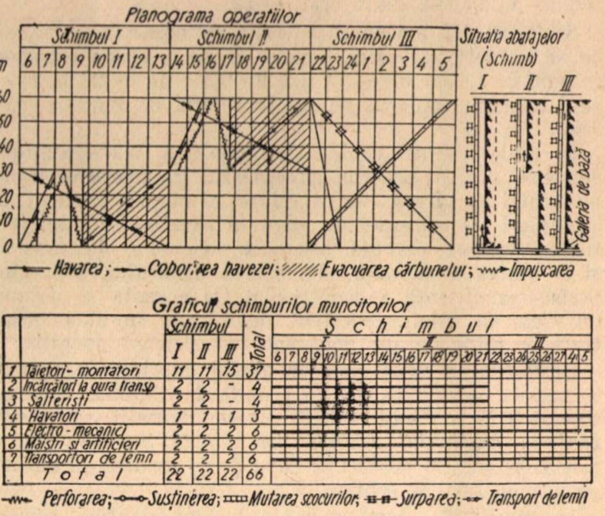
3. **Tabloul indicilor tehnico-economici** cu specificația lor.

Respectarea riguroasă a ciclogramei, pe fiecare fază permite înlăturarea gîtuirilor.

Planograma operațiilor, graficul schimburilor muncitorilor și indicii tehnico-economici ai operațiilor *planificate,* se urmăresc cu ajutorul graficului de *execuție,* care conține date asupra felului cum au fost realizate operațiile ciclice planificate. Comparația ciclurilor planificate cu cele realizate permite controlul operațiilor, observarea lipsurilor ivite, descoperirea cauzelor lor și urmărirea rezultatelor lucrului.

Intocmirea unui grafic, trebuie minuțios analizată pentru ca munca fiecărui om din brigadă să fie cît mai productivă, prin coordonarea muncii tuturor membrilor brigăzii.

La introducerea cu succes a graficului ciclic, contribuie pregătirea amănunțită făcută de colectivul minei prin care să se examineaze, toate etapele procesului tehnologic de producție, în funcție de factorii tehnici minieri și geologici specifici ai zăcămîntului. O atenție deosebită trebuie acordată asigurării unei bune funcționări a transportului subteran și a aprovizionării locurilor de muncă ciclice cu materialele, utilajele și energia necesară, etc. Conducerea sectorului trebuie să urmărească îndeaproape operațiile ciclice, întocmind grafice de execuție.



		Schimbul I	Schimbul II	Schimbul III	Total
1	Tăietori-montatori	11	11	15	37
2	Incărcători la gura transp.	2	2	-	4
3	Salteriști	2	2	-	4
4	Havatori	1	1	1	3
5	Electro-mecanici	2	2	2	6
6	Maiștri și artificieri	2	2	2	6
7	Transportori de lemn	2	2	2	6
	Total	22	22	22	66

Fig. 1.

De asemenea se vor repartiza cei mai buni oameni în brigăzile ciclice, cu o calificare profesională ridicată. Membrii brigăzilor trebuie să studieze dinainte graficul operațiilor și să-și repartizeze sarcinile, în care scop colectivul minei va instrui aceste brigăzi asupra lucrului după grafic.

Disciplina în muncă și schimbul muncitorilor la locul de muncă, asigură succesul lucrului ciclic.

La Intreprinderea Carboniferă Cîmpluung, metoda graficului ciclic s-a aplicat în 1955 la un număr maxim de 23 lucrări miniere, din care 6 abataje cu front lung și 17 lucrări de pregătire, folosind peste 380 muncitori organizați în brigăzi.

Stratele de lignit ce se exploatează, cu circa 2 m. grosime și între 12°—16° înclinare.

La abatajele cu front lung, lucrul după graficul ciclic este organizat cu un ciclu în 24 ore, constituit din 3 schimburi a 8 ore, dintre care primele 2 schimburi productive, iar al treilea de mutare a transportorului și surpare a tavanului abatajului. Operațiile unui ciclu conform *planogramei operațiilor* se succed în ordinea următoare:

Ciclul începe în schimbul *I* la ora 6 dimineața (vezi planograma din fig. 1) cu operația de havare. Folosind la maximum capacitatea de tăiere a havezei GTK. 35, făgașul se taie în 2 ore pe o porțiune de 30 m. ce reprezintă jumătate din lungimea frontului. Această operație se execută de un singur havator și se termină la ora 8. La jumătate oră de la începerea havării, concomitent cu havarea și pe aceeași lungime de 30 m a frontului se efectuează perforarea găurilor de mină cu perforatoare electrice de către 2 muncitori, — operație ce durează tot 2 ore — pînă la ora $8^{1}/_{2}$. După această operație urmează împușcarea găurilor ce se execută de către un artificier ajutat de șeful de abataj, ce durează 1 oră, adică de la $8^{1}/_{2}$—$9^{1}/_{2}$, în care timp se face și aerajul frontului. Apoi se începe evacuarea (încărcarea) cărbunelui, operație ce se execută de 7 muncitori și durează $4^{1}/_{2}$ ore, adică de la ora $9^{1}/_{2}$—14 și în care se cuprinde încărcarea pe transportor și transportul propriu-siz (fig. 1).

In același timp se efectuează susținerea frontului de către 4 oameni.

In tot timpul schimbului I, 2 muncitori asigură transportul lemnului de mină la locul de muncă.

Operațiile din schimbul *II*, sînt identice cu cele din schimbul *I*, realizîndu-se astfel exploatarea celei de a doua jumătăți a frontului, — de încă 30 m — pînă la galeria de cap a abatajului, și deci cel de al *II*-lea schimb productiv, de la ora 14—22.

Schimbul *III* începe cu operația de coborîre a havezei ce se execută de către havator și un ajutor; coborîrea mașinii de havat care durează 2 ore — de la 22 la 24 — se face de la galeria de cap la galeria de bază a frontului.

In același timp echipa de mutare a transportorului compusă din 4 oameni, procedează la mutarea transportorului în front, iar 4 echipe a cîte 2 oameni de montatori — răpitori de stive în imediata apropiere a transportorului execută alternativ operația de montare și de răpire a stivelor, din spatele frontului, provocînd prăbușirea dirijată a acoperișului. Cu aceasta se termină un ciclu al zilei respective, după care în ziua următoare se reîncepe un nou ciclu cu aceleași operații.

Desfășurarea unui ciclu în abataj cuprinde 9 operații principale, dintre care 6 în primele 2 schimburi productive și 3 în ultimul schimb. Aceste operații se execută conform *graficului schimburilor muncitorilor* din fig. 1, care cuprinde 66 posturi pe ciclu și zi, repartizați cîte 22 posturi de fiecare schimb.

In primele 2 schimburi posturile sînt identice, compunîndu-se din cîte: 11 tăetori și armători; 2 încărcători la gura crateruli; 2 salteriști; 1 havator; 2 electro-mecanici; 2 maiștri și artificieri; 2 muncitori transport lemn; — iar în schimbul trei, formația posturilor este următoarea:

15 tăietori și armatori
1 havator
2 electromecanici
2 maiștri și artificieri
2 muncitori transport lemn.

Tabloul *indicilor tehnico-economici* cuprinde.

1. Lungimea abatajului cu front lung (m)	60
2. Grosimea stratului (m.)	2
3. Inclinarea stratului (gr.)	14°
4. Adîncimea făgașului (m)	1
5. Productivitatea pe m^2 de strat (t)	2.5
6. Producția de cărbune dintr-un ciclu (t)	150
7. Numărul de ciclizări pe zi	1
8. Planul de producție pe zi (t)	150
9. Dirijarea acoperișului	surpare
10. Numărul posturilor pe zi	66
11. Productivitatea planificată pe post (t)	2,27
12. Numărul scriptic al muncitorilor	78
13. Norme pe cap de muncitor din abataj (t)	4
14. Depășirea de normă programată (%)	13,6
15. Inaintarea lunară a liniei de front (m)	26

Fig. 1, reprezintă planograma abatajului cu front lung mecanizat Nr. *4*, din stratul *I*, orizontul 443, sectorul *I*, mina Godeni.

La lucrările de pregătire, ciclograma se compune ca și la abatajele cu front lung din aceleași 3 părți și anume:

— planograma operațiilor
— graficul schimburilor muncitorilor și
— tabloul indicilor tehnico-economici.

Planograma operațiilor cuprinde desfășurarea operațiilor în timp, în cele 3 schimburi ce constituie ciclul.

Primele 2 schimburi productive sînt identice, iar schimbul 3 este schimb de susținere.

Succesiunea operațiilor într-un ciclu este următoarea: Schimbul *I*, începe la ora 6 dim. cu operația de perforare a găurilor de mină și pregătirea materialelor pentru împușcare, ce durează 1 oră, de la 6—7 și se execută de cei 2 muncitori ai echipei, înaintator și încărcător. Urmează în ordine împușcarea, de la ora 7 la 7,45, executată de artificier ajutat de șeful de echipă apoi aerajul locului de muncă, care se face timp de $^{1}/_{2}$ oră, de la 7,45 la 8,15. In același timp cu împușcarea, un muncitor din echipă (ajutorul) transportă material la front. In continuare se execută evacuarea cărbunelui rezultat din împușcare, operație ce durează 4—5 ore de la ora 8,15—13 și este efectuată de 1 înaintator și 1 încărcător. De la ora 11—14 se face transportul materialului la front (lemn de mină, șină, traverse, etc.) de către cei 2 muncitori ai echipei.

In schimbul *II* operațiile se repetă întocmai ca în schimbul *I*.

In schimbul *III*, care este schimbul de susținere a locului de muncă, se efectuează următoarele operații:

Indreptarea cadrelor ce durează 1 ore, de la 22—23 operație ce se execută de cei 2 echipieri. Timp de 6 ore, adică de la 23—5 se face susținerea locului de muncă, după care în ultima oră a schimbului *III* se montează calea ferată. Cu aceasta ciclul ia sfîrșit.

Toate operațiile din întreg ciclu se execută numai de 2 oameni — un înaintator șef de echipă și un încărcător sau transportator ca ajutor, conform *graficului schimburilor muncitorilor* care reprezintă ciclograma operațiilor

Tabloul indicilor tehnico-economici cuprinde:

1. Profilul de săpare (m^2)	5
2. Forma lucrării	octogon
3. Lungimea unei găuri (m)	0,9
4. Coeficient de utilizare al găurii (%)	92
5. Consum specific exploziv (kg/m^3)	0,38
6. Inaintarea pe 1 ciclu (m)	1,6
7. Volumul de material pe ciclu (m^3)	8,28
8. Susținerea	brad în desiș
9. Planul zilnic de înaintare (m)	1,6
10. Planul lunar de înaintare (m)	43
11. Numărul posturilor pe zi	6
12. Productivitate pe post (m^3/post)	1,38
13. Norma 24 cm/post (m^3/post)	1,20
14. Depășirea de normă 15% (m^3/post)	0,18
15. Numărul de cicluri în 24 ore	1

La lucrările de pregătire, din această întreprindere prin instruirea temeinică a membrilor ce formează brigăzile ciclice, s-a ajuns ca planul lunar să fie depășit cu aproape 100%.

Exemple de acest fel cităm: Brigadierul *Nedelea Dumitru* de la Mina Pescăreasa care prin buna organizare a lucrului a reușit să realizeze peste planul lunar — 28,35 m de înaintare.

La acest rezultat s-a reușit să se ajungă astfel:

In planograma de lucru era prevăzut să se efectueze un ciclu de 24 ore.

Brigadierul Nedelea Dumitru, organizîndu-și lucrul în cele mai bune condiții, a ajuns să dea în 8 ore — 0,66 cicluri, ceea ce rezultă în 24 ore — 1,98 cicluri în loc de 1 ciclu.

Acest lucru s-a realizat prin susținerea frontului de lucru — la finele fiecărui schimb — făcînd prin aceasta să se întărească spiritul de răspundere al fiecărui șef de schimb și al fiecărui muncitor din brigadă.

De asemenea planograma operațiilor a fost cunoscută din timp și în totalitatea ei de către toți membrii brigăzii, știind fiecare ceea ce are de făcut în orice moment.

Din partea Sectorului, de asemenea s-a dat o deosebită atenție, ca planograma operațiilor să se desfășoare în cele mai bune condiții.

Pe lîngă importantele realizări după această metodă la operațiile de pregătire, mai putem aminti brigăzile conduse de *Rada Gh., Rada Alexandru, Năstase Vasile* și alții.

Menționăm că brigada condusă de Rada Gh. a avut realizări constante eliminînd totalmente munca în salturi. Media lunară a cîștigurilor sale a fost de 3.000 lei.

La abatajele cu front lung de asemenea s-a ajuns ca să se sistematizeze această metodă mărindu-se pasul de înaintare zilnic.

Astfel, la minele Godeni, Pescăreasa și Poenari, s-a reușit ca înaintarea fronturilor cu lungimi medii de 50 m să crească cu cîte 5—7 m față de cele realizate înaintea aplicării acestei metode.

Ca să se obțină aceste realizări, a trebuit să se ducă o muncă susținută pentru a se cunoaște desfășurarea operațiilor de către toți membrii brigăzii.

Astfel s-a ajuns ca desfășurarea lucrului să decurgă conform planogramei, eliminîndu-se timpii morți.

Pentru realizarea ciclurilor la abatajele cu front lung, șefii de brigăzi împreună cu personalul tehnic al sectoarelor, au studiat o cît mai bună desfășurare a lucrului contribuind prin aceasta la creșterea productivității muncii. In aplicarea acestei metode înaintate de lucru sînt fruntași tovarășii :

Mălăiaș Florian de la abatajul cu front lung Mina 3 Poenari (110% în septembrie 1955).

Ștefănescu Vasile de la lucrarea de înaintare 440 E, Mina 1 Poenari (126% în septembrie 1955).

Rada Gheorghe de la suitearea 415 V, Mina 3 Poenari (176% în septembrie 1955).

Vrăiescu Spiridon de la lucrarea de înaintare 412 V, mina 3 poenari (135% în sept. 1955).

Toacă Stan de la abatajul cu front lung Mina Pescăreasa (106% pe sept. 1955).

Gheorghe Stelian de la lucrarea de înaint. 19 E, Mina Pescăreasa (129% pe sept.).

Tita Ioan de la lucrarea de înaint. 16, V. Mina Pescăreasa (170% sept.).

Taciuc Nicolaie de la lucrarea de înaint. 450 E, mina Godeni (106% sept.).

State Ion de la lucrarea de înaint. 443 V., mina Godeni (120% sept.).

Dumitru Gh. de la lucrarea de înaint. 450 V, mina Godeni (125% sept.).

Dinu Gh. de la lucrarea coboritorul nr. 3, mina Godeni (115% sept).

Aceste brigăzi ciclice, constituind majoritatea locurilor de muncă productive de bază, în exploatările întreprinderii, au contribuit în cea mai mare măsură la îndeplinirea planului cincinal înainte de termen la data de 6 sept. 1955.

Metoda graficului ciclic a constituit cel mai puternic sprijin la realizarea planului cincinal și reprezintă metoda de bază în organizarea muncii la întreprinderea carboniferă Cîmpulung.

M. V.

Recenzii

D. LUBENESCU, conf. ing., Laureat al premiului de Stat: „Organizarea lucrărilor miniere“, Editura Tehnică. 1955.

Directivele celui de al doilea plan cincinal trasate cu prilejul celui de al doilea congres al P.M.R. prevăd sarcini deosebit de importante pentru industria minieră din țara noastră. Sarcina principală a industriei miniere și a celei carbonifere în special, este aceea de a atinge în anul 1960 o producție de două ori mai mare decît în 1955. Indeplinirea unei asemenea sarcini poate fi realizată numai prin o coordonare strînsă în sectorul minier a problemelor de natură tehnică cu problemele de organizare. Această legătură, care trebuie făcută și interpretată în mod dialectic, are ca scop introducerea pe scară largă a normelor tehnice științifice a folosirii raționale a timpului de muncă, a unui înalt nivel de organizare a muncii în cele mai mici unități tehnologice miniere și în sfîrșit extinderea lucrului după metoda graficului ciclic.

Aceste probleme principale precum și alte probleme importante din viața tehnico-economică a industriei miniere, le întîlnim tratate pe larg în recenta lucrare a conf. ing. D. Lubenescu intitulată „Organizarea lucrărilor miniere“. Apărută într-un moment cînd problemele de organizare sînt la ordinea zilei, această lucrare aduce cititorilor ei ingineri, tehnicieni și economiști, o orientare în rezolvarea problemelor puse de practică acestei importante industrii din economia noastră națională. Este cu atît mai mult bine venită lucrarea conf. ing. D. Lubenescu, cu cît în literatura noastră de specialitate, a lipsit pînă în momentul de față un manual de care specialiștii din industria minieră să se călăuzească în munca de organizare a lucrărilor specifice mineritului.

Lucrarea conține 10 capitole, divizate în subcapitole și numeroase secțiuni, care se referă la: I — Normarea tehnică; II — Organizarea muncii în mină; III — Organizarea salarizării; IV — Organizarea ciclică a lucrărilor miniere ; V — Organizarea lucrărilor de înaintare ; VI — Organizarea lucrărilor la săparea și susținerea puțurilor verticale; VII — Organizarea lucrărilor în abataj; VIII — Organizarea transportului subteran ; IX — Organizarea secțiilor energetice ale întreprinderilor de utilaj și întreținerii lucrărilor miniere.

Planul lucrării în felul cum a fost conceput, este axat pe organizarea generală a procesului de producție minieră avînd principalele probleme tehnice și economice tratate într-o interdependență reciprocă.

Autorul acordă în cadrul lucrării, o atenție deosebită capitolului I — Normarea tehnică. Călăuzindu-se în tratarea problemelor referitoare la norme de condițiile în care se desfășoară producția industriei socialiste, conf. ing. D. Lubenescu prezintă o serie întreagă de aspecte ale muncii de normare. Autorul leagă problema normelor, de problema organizării lucrărilor miniere, subliniind că : organizarea rațională a producției necesită un complex de norme tehnice, care reglementează folosirea tuturor factorilor care intervin în procesul de producție : munca, utilajele, tehnologia, materiile prime, materialele, sculele, combustibili, energie.

Capitolul ne introduce treptat în tehnica normării pe deoparte și pe de altă parte relevă legătura dintre norme și productivitate, norme și procesul tehnologic, precum și influența timpului de lucru, a condițiilor geologice și tehnico-miniere asupra determinării normelor. In afara problemelor cu caracter general privind normarea, în cadrul acestui capitol întîlnim o secțiune care se referă în exclusivitate la situația normării în industria minieră din R.P.R., în care ar fi fost indicat să se redea exemple variate din practica efectivă a exploatărilor noastre.

Ar fi fost însă deosebit de interesant dacă autorul ar fi făcut în cadrul acestui capitol o comparație între normele științifice mobilizatoare care se aplică în industria minieră din R.P.R., și care stimulează creșterea continuă a producției și normele statistice experimentale care mai au circulație în unele întreprinderi miniere de la noi, dar nu corespund nici organizării procesului tehnologic, nici tehnicii actuale de lucru.

Capitolul II și III, „Organizarea muncii în mină“ și respectiv „Organizarea salarizării“ trebuie studiate împreună deoarece problema forțelor de muncă și sistemul salarizării sînt privite din punct de vedere economic într-o strînsă corelație. Ele sînt redate în capitolele respective ca un complex de probleme tehnico-economice expuse la un nivel accesibil atît inginerilor cît și economiștilor. Deosebit de semnificative ne apare „structura forțelor de muncă și influența acesteia asupra productivității muncii“; „repartiția cîștigului între membrii unei echipe sau grupe“, „precum și salarizarea în R.P.R.“ și în „industria minieră din R.P.R.“.

Capitolele IV, V, VI, VII, VIII sînt dedicate efectiv organizării lucrărilor miniere în abataje, înaintări, organizarea transportului minier, precum și la lucrările de săpare și de susținere a puțurilor verticale. De fapt aceste capitole trebuie să le privim și să le studiem ca un tot, deoarece ele tratează diferitele forme ale organizării muncii și a lucrărilor minere.

Autorul nu pierde însă din vedere că oricare ar fi specificul lucrării, metoda cea mai avansată de lucru o consideră și o recomandă a fi cea a graficului ciclic. Utilizînd o bogată bibliografie sovietică și un material practic documentat, autorul prezintă graficul ciclic, ca o metodă de bază în organizarea lucrărilor miniere, în special la abataje și înaintări.

In cadrul acestor capitole, avantajele graficului ciclic sînt ilustrate prin numeroase exemple practice însoțite de ciclograme și indici tehnico-economici care pot fi aplicați în mod operativ în exploatările bazinelor miniere din R.P.R.

Referitor la aceasta, credem că autorul ar fi trebuit să acorde o extindere mai largă secțiunii. „Organizarea ciclică a lucrărilor de abataj, la minele din R.P.R.“ precum și concluziile destinate aplicării graficului ciclic în țara noastră. Aceasta cu atît mai mult cu cît în întreprinderile miniere de la noi graficul ciclic nu a cuprins toate locurile de muncă, iar aplicarea acestei metode avansate întîmpină uneori greutăți datorită unor ciclograme necorespunzătoare.

Capitolul VIII rezervat organizării transportului subteran constituie de fapt o analiză a organizării transportului, unde autorul ia în considerație factorii care determină transportul în condiții optime. Fără să neglijăm valoarea celorlalte secțiuni ale acestui capitol, ne oprim atenția asupra „studiului circuitului vagonetelor de mină“. Studiul circuitului vagonetelor precum și calculul coeficienților de utilizare a acestora constituie o problemă importantă în practică, deoarece de felul cum sînt utilizate vagonetele, de felul cum sînt ele dirijate de planificarea operativă a întreprinderii, depinde în mare măsură reușita aplicării graficului ciclic și a îndeplinirii ritmice a planului de producție.

Dealtfel așa cum reese din acest capitol, întregul ansamblu de utilare și organizare a transportului subteran este îndreptat spre utilizarea maximă a timpului de circulație în vederea îndeplinirii planului de producție la toți indicii.

Capitolul IX și X privind „organizarea secțiilor energetice“ și a „reparațiilor și întreținerii lucrărilor miniere“ întregesc cadrul lucrării. In aceste capitole, cititorul va întîlni îndrumări precise pentru organizarea și planificarea procesului de producție respectiv.

Insfîrșit cu cîteva considerații asupra materialului grafic și a felului cum sînt redate relațiile matematice de calcul, încheem prezentarea acestei lucrări. Intregul material grafic complectează cu claritate textul, iar forma explicită cu notații textuale a elementelor formulelor dă posibilitatea cititorului să-și însușească cu ușurință întregul sistem de calcul utilizat la organizarea lucrărilor miniere descrise în lucrarea de față. Și aceasta constituie printre altele o parte pozitivă a lucrării.

Dacă însă din cuprinsul lucrării de față s-ar remedia unele lipsuri care persistă de-a lungul tratării problemelor, ea ar deveni mai completă și mai apropiată de cerințele cititorilor. Lipsurile cele mai evidente se concretizează în tratarea prea succintă a problemelor de ordin practic din întreprinderile miniere din țara noastră. Era necesar de asemeni reliefarea a tot ceea ce este nou în procesul de organizare a lucrărilor miniere, noutăți care prezintă avantaje substanțiale din punct de vedere tehnic și economic și care au o mare perspectivă de aplicare în toate sectoarele miniere.

Lucrarea conf. ing. Lubenescu suplinește în momentul de față lipsa unui curs de acest gen în limba romînă.

Credem că la o nouă ediție revăzută, autorul ne va da o lucrare mai complectă care va satisface pe deplin nivelul cerințelor actuale.

I. T.

Noutăţi Mondiale

Europa

R.P. POLONĂ

In prezent sînt în deschidere 11 mine, majoritatea în regiunea Leczyca. In următorii 5 ani aceste 11 mine vor fi date în exploatare.

TURCIA

Guvernul turc a contractat cu R.F. Germană construirea unei uzine siderurgice cu o capacitate de 600 000 t oţel/an. Construcţia uzinei a fost încredinţată firmei Krupp.

R.P. POLONĂ

Exploatarea de la Leczyca de lîngă Lodz a fost pusă în funcţiune în Iulie 1955. Zăcămîntul de fier are rezerve de circa 100 000 000 tone.

R.F. GERMANĂ

Prima livrare de crom din U.R.S.S. după cel de al doilea război mondial a sosit în 1955, minereul fiind încărcat în portul Riga.

R.F. IUGOSLAVIA

In 1955 se remarcă o creştere a producţiei de minereuri în special la plumb şi zinc, fier şi aluminiu.

R.P. POLONĂ

Datorită măririi rezervelor de minereuri de fier producţia anuală va creşte la 3 000 000 t/an.

FRANŢA

Producţia de energie electrică în diferitele bazine carbonifere s-a ridicat la 7841 milioane kWh consumînd 6 825 000 t cărbune sau 12% din producţia netă. Consumul de energie pentru industria carboniferă a fost de 3 031 milioane kWh energie electrică şi 366 milioane kWh energie sub formă de aburi. Deci din proporţia de 12% de cărbune necesar producerii energiei electrice, 5,5% sînt consumaţi pentru a furniza energia necesară minelor. Energia consumată se poate repartiza astfel: 4% lucrări subterane, 11% extracţie, 43% compresoare, 6% ventilatoare principale, 12% pompe; 12% spălătorii; 15% ateliere. Raportînd la tona brută rezultă că se dispune de 42 kWh/t din care 20 kWh pentru subteran şi 22 kWh la suprafaţă (inclusiv pompele). Din cifrele de mai sus rezultă neajunsul folosirii energiei pneumatice care reprezintă 45% din consumul specific de energie electrică.

(*L'Echo des mines et de la metallurgie*, nr. 12/1955, p. 768).

BELGIA

Captarea metanului este practicată în bazinul Hainaut şi Campine folosind sondaje ascendente spre stratele din acoperiş. Inainte de captare debitul de metan era de 25—220 m^3/t cărbune. Prin captare se obţin 4 000—20 000 m^3 metan/zi ceea ce reprezintă 40—80% din metanul ce se degaja anterior. In 1950 s-au captat 17,5 milioane m^3 iar în 1953 — 62 milioane m^3. Cantitatea de metan captată reprezintă 20—40 m^3/tona extrasă zilnic. Preţul de cost al unui m^3 metan la 0^0, 760 mm col. Hg şi 8 500 calorii revine la 0,25—0,75 franci belgieni.

(*L'Echo des mines et de la metallurgie*, nr. 12/1955, p. 768).

FRANŢA

In Mai 1955 a avut loc la Montluçon o conferinţă asupra explozivilor de siguranţă în cadrul căreia s-au prezentat următoarele referate: Metodele de încercare a explozivilor de siguranţă; Cercetări de noi formule de explozivi de siguranţă; Deflagrarea explozivilor de mină; Explozivii cloruraţi şi schimbul de ioni; Aprinderea amestecurilor grizutoase prin undă de şoc.

(*L'Echo des mines et de la metallurgie*, nr. 12/1955, p. 768).

SUEDIA

Recent s-a realizat un contract cu R.F. Germană în privinţa livrării a 6—7 milioane tone/an minereu de fier suedez în schimbul unei mari cantităţi de cocs german.

FRANŢA

La Havre se construieşte o uzină pentru fabricarea titanului cu o capacitate de 15 000 t oxid de titan/an ceea ce necesită un consum de peste 50 000 t minereu/an.

AUSTRIA

S-a hotărît construirea unei noi uzine de flotaţie care urmează să producă pornind de la grafit, carbon cu puritate de 99%.

R.F. GERMANĂ

Grupul de siderurgi germani ce a fost de curînd la Moscova a dus tratative în vederea unui contract de import export de oţel.

NORVEGIA

Uzina siderurgică de la Mo i Rana va produce anual 250 000 t fontă în cele 4 furnale electrice.

TURCIA

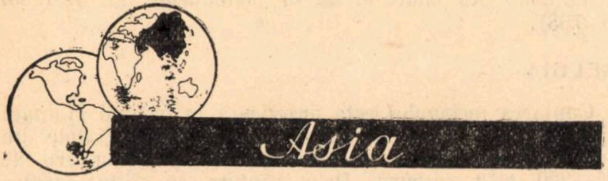
O societate anglo-turcă va dezvolta exploatarea zăcămîntului de cupru de la Murgul; se urmărește ca prin introducerea unui nou utilaj, producția să se mărească cu 25%.

R.F. IUGOSLAVIA

La uzinele siderurgice de la Zenica din Bosnia a fost pus în funcțiune un al doilea furnal cu o capacitate de 700 t/zi. In prezent se află în construcție cel de al treilea furnal.

TURCIA

Specialiștii din R.F. Germană au fost chemați să studieze zăcămintele de scheelită din munții Uludag. S-a pus în evidență un zăcămînt cu o rezervă de 6 000 000 t cu un conținut de 0,48% WO_3.



JAPONIA

Unul din zăcămintele de pirită exploatate prin mina Matsuo a fost indicat prin polarizarea spontană, localizat prin rezistivitatea aparentă și confirmat prin metoda seismică.

Experiențe similare în ce privesc cercetările geofizice efectuate în S.U.A. au arătat că din cele cinci procedee de prospectare: magnetometrie, rezistivitate electrică, potențial electric natural, analiza chimică a terenului și analiza spectrografică, numai primele două au dat rezultate.

(L'Echo des mines et de la metallurgie, nr. 12/1955, p. 778).

INDIA

Planul cincinal indian prevede mărirea producției de cărbune în perioada 1956—1961 de la 34 000 000 t la 42 000 000 t pentru sectorul particular și de la 3 000 000 t la 18 000 000 t pentru minele statului.

(The Mining Journal, 13.I.1956, p. 52)

INDIA

Noua uzină siderurgică de la Rourkela va fi alimentată cu minereu de fier din zăcămîntul de la Taldih ce prezintă o rezervă de 20 000 000 tone cu un conținut de 65%. Zăcămîntul se găsește la o adîncime de circa 20 m.

INDIA

Guvernul a solicitat o colaborare tehnică din partea U.R.S.S. pentru dezvoltarea exploatării de diamante de la Panna. In acest scop va fi construită o uzină de preparare cu o capacitate zilnică de 10 000 t minereu (cea existentă are o capacitate de 500 t/zi). Rezervele sînt evaluate la circa 150 000 000 t minereu.

PAKISTAN

La 15 mile de la Dolbandin în Baluchistan a fost descoperit un zăcămînt de hematită cu peste 60% Fe și un conținut foarte scăzut în sulf și fosfor.

INDIA

Un grup de 13 ingineri și geologi a părăsit New Delhi pentru o călătorie de studii prin U.R.S.S., Marea Britanie, Franța, R.F. Germană, R.D. Germană în vederea informării asupra stadiului actual de dezvoltare a mineritului și geologiei în aceste țări. Mai iau parte la această călătorie reprezentanți din Afganistan, Burma, Hong Kong, Indonezia și Japonia.

INDIA

Guvernul a contractat cu U.R.S.S., Marea Britanie și R.F. Germană construirea a trei uzine siderurgice. U.R.S.S. a prezentat prima proiectul construirii unei uzine siderurgice la Bilhai. Reprezentanții R.F. Germane au ales ca amplasament zona Rourkela, iar reprezentanții Marei Britanii se pare că vor alege zona Durgapur.

INDONEZIA

Producția de bauxită va fi mărită în 1955 pînă la 250 000 tone, conținîndu-se mai mult pe exploatarea de la Bintan. Cea mai mare parte din această cantitate va fi exportată în Japonia și în R.F. Germană.

INDIA

La Burnpur a fost montat un transportor cu bandă ce transportă minereul de fier de la o înălțime de circa 2 000 m pînă la Gua unde este încărcat în vagoane de cale ferată și transportat 180 mile pînă la uzina siderurgică. Aici un al doilea transportor preia minereul din vagoane și-l trece în furnal.

PAKISTAN

Zăcăminte importante de agate și jasp au fost identificate în Beluchistan. Agatul apare la 45 mile de Naukundi iar jaspul lîngă Fort Sandeman.

R.P. CHINEZĂ

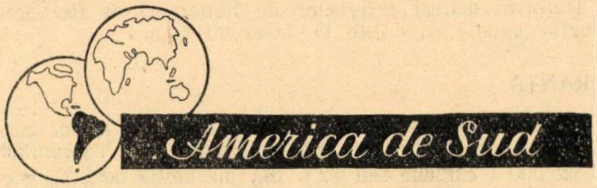
In 1962 vor intra în funcțiune două noi centre siderurgice care vor permite mărirea producției de oțel cu 10 000 000 t/an. Cele două centre se găsesc la Wahan în China Centrală și la Paotow în Mongolia. Uzinele vor fi construite cu ajutorul U.R.S.S. Regiunea Paotow este foarte indicată pentru aceasta deoarece cuprinde zăcăminte importante de fier, cărbune și material refractar.

HONG-KONG

Un soldat britanic a descoperit în mod întîmplător un important zăcămînt de beril în regiunea Devils Peak. In prezent se duc tratative între explorator și o societate de exploatări miniere, pentru inițierea exploatării.

INDIA

Guvernul a anunțat naționalizarea exploatărilor britanice de ilmenită și monazită din Travancore.



BRAZILIA

A fost pusă în funcțiune o uzină de producere a aluminiului ce pare a fi cea mai mare din America de Sud. Uzina va avea o capacitate de 50 000 tone/an cînd va fi complect terminată. Proiectul a fost finanțat în întregime de stat cu o participare de 10% a statului.

PERU

Lîngă portul Ilo a fost descoperit un puternic zăcămînt de fier cu un conținut foarte ridicat.

CUBA

A fost dat în exploatare un nou zăcămînt de minereu de cupru lîngă Pinar del Rio.

BRAZILIA

La Patos de Mines a fost descoperit un zăcămînt de minereuri complexe de cupru, argint, zinc şi plumb cu rezerve şi conţinuturi importante.

BRAZILIA

Zăcămintele de zircon din Brazilia se găsesc în roci magmatice — cristale mari de zircon şi mase botryoidale de badeleyit — sau în cristale mici asociate cu „nisipurile negre" sau cu nisipurile cu monazit. Zăcăminte mai importante au fost identificate în statele: Mines Geraes, Sao Paolo, Mato Grosso, Rio de Janeiro, Espirito Santo, Bahia şi Rio Grande do Norte.

ARGENTINA

Guvernul a hotărît construirea unor instalaţii de preparare: la San Juan pentru plumb, la Mendoza pentru cupru şi la Calingasta pentru aluminiu. La construirea acestor uzine, universitatea din Cuyo va acorda asistenţa tehnică.

CUBA

In urma unui decret recent, guvernul are dreptul de a cumpăra toate minereurile radioactive timp de 30 zile de la producţie. După acest termen minereul poate fi vîndut la particulari. Vînzările la persoane străine urmează a fi aprobate de ministerul apărării.

America de Nord

S.U.A.

Deşi producţia de cărbuni a atins în 1954, în Europa, cifra de 596 milioane tone (fără a considera şi producţia de lignit din U.R.S.S.) importul de cărbune american se menţine la nivelul de peste 2 milioane tone/lună. Ţările importatoare sînt: R.F. Germană, Marea Britanie, Olanda şi Belgia. Faptul că în decurs de un an costul cărbunelui american s-a ridicat de la 32 şilingi la 70 şilingi, periclitează economia ţărilor importatoare. In acest scop aceste ţări îşi pun problema măririi producţiei de cărbuni cocsificabili pentru a putea renunţa la importul de cărbune american.

(*L'Echo des mines et de la metallurgie*, nr. 12/1955, p. 767).

S.U.A.

Secătuirea rezervelor de minereu de fier din regiunea Lacului Superior a obligat pe siderurgi să ia in considerare enormele zăcăminte de taconită de la Mesabi care conţin 35% Fe şi 45% $Si O_2$. Pentru aceste minereuri au fost imaginate noi procedee de preparare. Unul din acestea constă în prăjirea, ciuruirea şi spălarea sau separarea magnetică. Alt procedeu constă în aglomerarea sau „pelletizarea" minereului care constă în aglomerarea concentratelor foarte umede în bulgări şi întărirea acestora prin tratare la cald. O instalaţie pilot realizată la Carollvile a dat rezultate bune. O astfel de instalaţie de 1000 t/zi este foarte redusă ca gabarit: are 33 m lungime şi 1,84 m lăţime.

(*L'Echo des mines et de la metallurgie*, nr. 12/1955, p. 784).

MEXIC

In statul Veracruz se va construi o oţelărie cu o capacitate de 100 000 t/an. Ea va fi alimentată cu minereu de fier din zăcămîntul de la Tatalita ce are o calitate comparabilă cu minereurile suedeze.

(*L'Echo des mines et de la metallurgie*, nr. 12/1955, p. 784).

CANADA

Prospecţiunile aeriene au luat în această ţară un puternic avînt. Folosind helicoptere se efectuiază prospecţiuni prin aeromagnetometrie şi ridicări fotogeologice (acest utim procedeu fiind aplicat recent pe larg în Sahara în vederea detectării unor zăcăminte petrolifere). Se citează astfel prospectarea aeriană a regiunii Coast Mountains, cu o altitudine medie de 1 800 m şi piscuri de 2 700 m, de asemenea prospectarea în regiunile de deşert din NW ce au un relief calm fără vegetaţie şi unde helicopterul a dat foarte bune rezultate. O cartare geologică a platoului de la Cap Breton a durat, datorită folosirii helicopterului, un an în loc de 6 ani cît se prevedea pentru o cartare normală.

S.U.A.

Pentru prima dată s-a efectuat în Florida prospectarea unui zăcămînt de fosfat prin măsurători aeriene de radioactivitate datorită conţinutului de uraniu. Amintim că datorită faptului că marile surse de uraniu sînt în prezent în afara Statelor Unite care nu dispun decît de zăcămintele din Colorado s-a hotărît extragerea uraniului din şisturile negre sau din fosfaţi (ambele sedimente marine). Din fosfaţi, uraniul poate fi extras prin producerea de superfosfaţi tripli folosind procedeul umed cu acid fosforic sau prin producere de superfosfaţi normali, procedeu mai puţin rentabil.

S.U.A.

Deoarece în această ţară s-a reuşit producerea de titan pur, acestui metal i se prevede în viitor o largă folosire. Producţia de ilmenită limitată la cinci ţări în 1953: S.U.A., India, Canada, Norvegia şi Malaezia, a atins cifra de 986 000 t/an. Ilmenita conţine 54% TiO_2 iar rutilul 96% TiO_2. (Amintim că producţia de rutil a fost de 46 300 t în 1953 provenind în cea mai mare parte din Australia). Titanul pur se obţine prin reducerea cu magneziu a tetraclorurii de titan în atmosferă de heliu (procedeul Krö). Se obţine o spumă ce se distilează în vid şi apoi se topeşte în cuptoare electrice. Acest procedeu pare a fi învechit deoarece în Ohio se construieşte o uzină cu o capacitate de 75 000 t/an în care titanul se obţine reducînd tetraclorura de titan cu sodiu. De asemenea procedeul Van Arkel cu iodură de titan a depăşit stadiul experimental. Preţul de cost actual este încă prohibitiv (15 dolari).

CANADA

Pentru punerea în exploatare a zăcămîntului de fier de la nord de Ontario a fost mutat cursul unui rîu şi s-au drenat bilioane de m^3 apă; producţia anuală a acestui zăcămînt este de 2 250 000 t; exploatarea efectuîndu-se în carieră. Zăcămîntul de la Newfoundland's Bell Island se găseşte sub Oceanul Atlantic şi este exploatat cu o capacitate anuală de 2 500 000 t. Producţia anuală de minereu de fier a Canadei este de circa 14 000 000 t. In New Brunswick au fost identificate zăcăminte de zinc, plumb şi cupru cu rezerve de 50 000 000 t. Noua exploatare de minereuri de cupru din Quebec cu o capacitate de 6 500 t minereu/zi va înlocui producţia zăcămîntul epuizat din peninsula Gaspé. In exploatarea de la Lynn Lake-Manitoba, Canada produce circa 80% din producţia mondială de nichel. Zăcăminte de minereuri de uraniu sînt cunoscute în Beaverlodge (Saskatchewan) lîngă Blind River (Ontario) şi la Great Bear Lake cu rezerve ce fac ca această ţară să ocupe locul al doilea (după Congo Belgian) în ce privește rezervele de uraniu.

(The Mining Journal, 13.I.1956, p. 51)

MEXIC

Minele de cupru de la Ayutta și Jalisca, părăsite cu ani în urmă au fost reluate spre exploatare de o societate japoneză. Concentratele vor fi tratate în uzinele metalurgice de la Kasaka (Japonia).

MEXIC

In munții San Pedro, la 47 mile sud vest de Santa Fe, s-au identificat importante zăcăminte de aur, datorite descoperirii accidentale a unei vechi mine. Se pare că noua regiune, Oro Quay, conține și depozite de cupru, fier și argint.

ALASKA

Serviciul geologic al S.U.A. anunță descoperirea unui zăcămînt de fosfați în Arctica. Amintim că acesta este primul zăcămînt de acest fel existent în Alaska.

ALASKA

In peninsula Seward la 180 mile de Nome a fost pus în evidență un zăcămînt bogat de minereu de uraniu.

UNIUNEA SUD AFRICANĂ

In urma exemplului centralei electrice de la Larderello (Italia) ce folosește vaporii de soffioni, în Kenya s-a propus construirea unei centrale electrice în valea Rift unde emană în mod continuu vapori. De curînd s-a propus forarea unei sonde de 900 m pentru verificare și în cazul în care speranța este confirmată, Kenya va avea energie electrică suficientă pentru a renunța la cea furnizată de statele învecinate.

(L'Echo des mines et de la metallurgie, nr. 12/1955, p. 770).

MAROC

Minele Aouli și Mibladen plasate în munții Atlas exploatează minereu de plumb cu un conținut de 4,5—6,5% Pb. Minereul extras este tratat în două uzine de preparare care în 1954 au produs 2 700 t concentrat cu 72,8% Pb și sterile cu 0,4% Pb.

RHODEZIA

La Nehanga se exploatează un zăcămînt cu o rezervă de 90 000 000 t minereu de cupru. Un studiu economic efectuat în vederea exploatării arată că prin exploatarea în subteran s-ar fi folosit 1 800 africani și 220 europeni în timp ce prin exploatare la zi 400 africani și 40 europeni, la o producție dublă. Exploatarea la zi are o capacitate de 150 000 t/lună. Raportul dintre grosimea terenului de dezvelire și cea de exploatare în faza inițială este de 4:1 dar el va crește progresiv pînă la 13:1 cînd cariera va avea o adîncime de circa 250 m cînd se va trece la exploatarea în subteran. Exploatarea se face în trepte de 15 m înălțime și 80 m lățime.

(The Mining Journal, 13.I.1956, p. 47)

GUIANA FRANCEZA

In regiunea Kaw a fost identificat un zăcămînt de bauxită a cărui rezervă se estimează la 42 milioane tone cu un conținut de 41,5% oxid de aluminiu.

UNIUNEA SUD AFRICANĂ

Producția de diamante a atins în 1955 o cifră record: 74 300 000 lire sterline față de 62 150 000 lire sterline în 1954, cifre în care se cuprind și diamantele industriale ce reprezintă circa 30% din întreaga producție.

(The Mining Journal, 13.I.1956, p. 568

UNIUNEA SUD AFRICANĂ

In curînd va fi deschisă o nouă exploatare de minereuri aurifere în partea de est a regiunii Klerksdorp Formlands.

UNIUNEA SUD AFRICANĂ

Exploatarea de aur din statul Saaiplaas a mărit producția la 50 000 t/lună. Pentru aceasta s-au săpat două puțuri circulare cu o adîncime de 1 800 m. Rezerva de minereu din zona Basal Reef este apreciată la 52 000 000 tone.

BURMA

Guvernul din Burma a format o poliție specială destinată menținerii ordinei în minele din regiunea Tavoy.

FEDERAȚIA RHODEZIA și NIASALAND

Zăcămîntul de fier de la Que Que a fost pus în exploatare cu o capacitate de producție anuală de 200 000 t din care 100 000 t vor fi trimise spre Marea Britanie.

ISRAEL

S-a anunțat descoperirea unei noi mine de cupru a Regelui Solomon plasată lîngă Nejev.

FILIPINE

In insula Nonoc în regiunea Surigao a fost descoperit un zăcămînt de fier cu o rezervă de 29 000 000 t și cu un conținut de 1,38% nichel.

AUSTRALIA

Exploatarea de la New Coolgardie și-a mărit extracția de minereu aurifer la 38 000 tone/lună. Explorări suplimentare au identificat prezența minereului la adîncimi de circa 1 700 m.

Documentare

Tovarăşii ingineri şi tehnicieni care doresc să obţină indicaţiuni bibliografice pentru anumite teme precum şi material documentar mai detailat faţă de cel apărut in fişele bibliografice, sînt rugaţi a comunica acestea redacţiei „Revistei Minelor", care le va pune la dispoziţie gratuit.

Pentru traducerea unora din articolele din revistele de specialitate străine care au fost recenzate şi fişate în Revista Minelor, tovarăşii se vor adresa Institutului de Documentare Tehnică, indicînd titlul fişei şi numărul Revistei Minelor în care aceasta a apărut, urmînd să primească materialul tradus contra cost.

A. S. STUGOREV: Dezvoltarea industriei carbonifere în R. P. Polonă (Razvitie ugolnîi promîşlenost v Polskoi Narodnoi Respublike), Mehanizaţia trudoemih i tiajolîh rabot, 7/1955, p. 40—43, 4 fig., 4 tab.

Rezerva de cărbune a R. P. Polone este de circa 85 miliarde tone cuprinse în bazinul Sileziei Superioare şi Inferioare. Producţia de cărbune a ţării a crescut de la 23,7 milioane tone în 1945 la 92 milioane tone în 1955. Producţia medie a exploatărilor de cărbune depăşeşte 3 500 tone/zi.

Producţia de cărbune este realizată după cum se arată din tabel.

Grosimea stratului m	Greutatea specifică a extracţiei %		
	Abataje frontale	Abataje cameră	Total
0.4—1,5	11,0	—	11.0
1,5—2,0	25,6	2,2	27,8
2,0—4,0	24,4	10,2	34,6
4,0—6,0	—	43,3	13,3
peste 6,0	—	13.3	13,3

Caracteristic este procentul de 61% din producţia totală realizată din abataje frontale. Amintim că 26% din producţie este realizată în abatajele frontale de peste 250 m lungime, 24% în abataje de 140—180 m, 21% cu abataje de 100—140 m şi numai 3% în abataje de pînă la 100 m lungime. Acoperişul este format din şisturi tari şi mai rar din gresii.

Ca metode de exploatare 50% din producţie este realizată prin metoda cu rambleiere hidraulică modernizată conform teoriei şi propunerilor profesorului V. Budrik. Costul rambleajului hidraulic per tonă nu reprezintă decît 6—7% din costul total de extracţie. Consumul de lemn a fost redus la 20 m^3 la 1000 t datorită folosirii susţinerii metalice atît în abataj cît şi în galerii.

Industria carboniferă polonă merge pe linia electrificării totale. Deşi producţia a crescut de 4 ori, efectivul de muncitori a crescut de la 93 000 în 1945 la 250 000 în 1955 ceea ce denotă puternica ridicare a productivităţii muncii datorită îngrijitei calificări a cadrelor, mecanizării şi continuei modernizări a exploatărilor de cărbune. Pentru aceasta îşi dau concursul Institutul principal de cercetări miniere şi Institutul de mecanizare a industriei carbonifere.

POZZETTO: Prepararea cărbunilor **(La preparation des charbons)** Revue de l'Industrie Minérale, i aprilie 1955. p. 467—489, 25 fig.

Scopul preparării cărbunilor constă în efectuarea unei clasări granulometrice, toate utilizările cărbunilor impunînd mărimi diferite ale elementelor, şi o dozare de purificare. unele aplicaţii cerînd un cărbune mai curat decît altele.

Sitele există într-o extraordinară varietate. Cu cît cărbunele este mai umed şi mai bogat în particole fine cu atît problema clasării este mai dificilă. Clasa 1—3 mm nu se poate clasa decît foarte uscat; la o umiditate de 4—7% sitele fine (1—2 mm) se colmatează foarte repede şi randamentul lor se reduce. Sub 1 mm dozarea chiar foarte uscată este imposibilă şi trebuie aplicată depräfuirea cu curent de aer.

R. H. SANDER: Abatajul prin aşchierea cărbunelui în Germania, (Schälende Kohlengewinnung in Deutschland). Glückauf, 1955, suplimentul din luna august, p. 41—58.

După un scurt istoric al folosirii plugului de cărbune, — aşa cum acesta a fost brevetat în diferite ţări — şi în minele de cărbuni din Germania, se examinează caracteristicile constructive şi modul de funcţionare al diferitelor tipuri de pluguri şi utilaje de extras cărbunele din strat, bazate pe principiul tăierii prin aşchiere, procedeu indicat în Germania la exploatarea stratelor de cărbuni orizontale sau cu înclinare medie (pînă la 35°).

Se prezintă astfel:

1. Ca pluguri de cărbune: plugul cu brăzdar simplu, plugul cu brăzdarul în trepte, plugul Löbbe, plugul rapid, sistem „Ibbenbüren", plugul combinat cu transportorul cu raclete, plugul cu brăzdar prizmatic şi plug cu plăci de havat.

2. Ca screper de aşchiat: tipul „Ibbenbüren" şi tipul Heinrich Bergbau A. G.

Pentru straturile de cărbune cu înclinări mari se descriu: plugul acţionat de cablu; plugul tip Heinrich Bergbau A. G. De asemenea se mai descrie plugul cu cadru de izbire sistem „Peissenberg" folosit la o mină de cărbuni din Bavaria.

In încheiere se arată direcţia de dezvoltare a utilajelor folosite la abatajul prin aşchiere a cărbunilor şi rezultatele obţinute în diferite mine de cărbuni vest germane.

A. V. Baronenko: **Alegerea regimului de lucru al unei întreprinderi miniere la proiectare,** Gornîi Jurnal. nr. 2/1950, p. 7—12.

La proiectarea întreprinderilor miniere trebuie să ne orientăm spre ideia săptămînii de 6 zile lucrătoare și a două schimburi productive zilnic. In cazul acestui regim față de sistemul cu săptămîna de 7 zile și trei schimburi productive zilnic, cheltuielile de investiție se măresc cu 5—10%, iar chetluielile de exploatare se reduc cu minimum 12%.

Pentru proiectarea minelor de minereuri feroase și neferoase trebuie rezolvată problema duratei de existență a unei mine și a capacității anuale de producție.

W. Walker: **Echipament de siguranță pentru mașinile de extracție electrice** (Safety equipement for electric winders) Minning Electrical and Mechanical Engineer, 1955, iulie, p. 167—175, 23 fig.

In articol sînt prezentate cerințele regulamentului britanic pentru securitatea personalului. Astfel regulamentul prevede o verificare săptămînală în ce privește poziția moletei și o verificare trimestrială a excesului de viteză pe care-l putem face cu coliviile în punctul de întîlnire.

Dispoziția de securitate contra excesului de viteză în apropierea rampelor și blocarea ce împiedică manevra greșită sînt descrise în detaliu atît pentru un troliu cu viteză de 4,5 m/s cu întrerupător cu mercur (aplicabil pînă la v=3,6 m/s) și apoi tipurile cu regulator dublu pentru mari viteze.

Se fac observații asupra defectelor unor anumite tipuri de frîne și în special cele cu blocuri din lemn, care carbonizează după un anumit timp și devin glisante.

H. Alexander: **Săparea rapidă a unui tunel** (High speed tuneelling) Colliery Guardian, 1955, 25 august, p. 246—248.

Tunelul Allt-na-Lairige face parte dintr-o rețea de alimentare a unei centrale hidroelectrice care fără a fi de primă importanță, posedă un baraj din beton precomprimat ce este primul de acest tip din Europa Occidentală.

Tunelul are secțiune de 2 m×2,40 m înălțime și o lungime de 2 km, pe tot traseul, roca înconjurătoare fiind granitul. Datorită tăriei rocii și secțiunii reduse nu este posibilă realizarea unei avansări de peste 2,1—2,4 m/ciclu. Constructorii au hotărît atît mărirea presiunii aerului comprimat la 8 kg/cm² cît și folosirea unui shuttlecar de construcție proprie. In front lucrează simultan trei perforatoare „Silver-3“ montate pe împingătoare și dotate cu tăișuri armate cu carbură de tungsten. S-a constatat că un tăiș permite forarea a 90 m gaură. Forarea unei găuri de mînă de 2,4 m lungime durează 4 minute cu o viteză medie de 45—50 cm/minute. Durata totală de perforare este de 35 minute-ciclu. Roca detașată era încărcată cu o mașină Eimco 21. Cea mai mare parte din tunel a fost săpată folosind vagonete și în acest caz ciclul dura 175 minute; folosirea vagonetului autopropulsat a redus ciclul la 132 minute permițînd realizarea a 133 m/7 zile cu o echipă de 9 muncitori.

H. și H. Mueller von Berge: **Etanșeitatea susținerii puțurilor în cazul exploatării pilierului de siguranță** (Der wasserdichte Schachtausbau beim Abbau des Schachtsichercheit pfeilers) Gluckauf, 1955, 16 iulie, p. 809/814, 6 fig.

Cînd sîntem obligați să exploatăm un pilier de siguranță al unui puț ce străbate formațiuni acvifere, este indicată analizarea acestei posibilități încă din momentul săpării puțului și deci cu mult timp înainte să se aleagă cel mai adecvat tip de susținere. Autorul trece în revistă cazurile a diferite puțuri ce au suferit deteriorări datorită desechilibrării rocilor din pilierul de siguranță sau grosimii prea reduse a susținerii. Sistemul de cuvelaj britanic cu panouri este comparat cu sistemul german în inele de oțel. Experiența arată că primul sistem, mai elastic are o comportare mai bună. Pericolul ruginei nu trebuie trecut cu vederea și din acest punct de vedere este mai rațional tipul britanic deoarece se folosește fonta ce are un strat natural de protecție.

J. RENTICE: **Dispozitive mecanice pentru rampe: Instalația de la exploatarea Yorkshire** (At-bottom mechanical aids: installation at Yorkshire Main Colliery) Iron and Coal T.R. 1955, 8 iulie, p. 73-76, 5 fig.

Producția exploatării este de 4 500 t/zi și posedă două puțuri de 820 m adîncime și Ø 6,45 m. Noua organizare comportă generalizarea transportului prin locomotive Diesel: la fiecare orizont cîte două locomotive Hadswell Clarke de 100 CP remorcînd trenuri de 22 berline cu o capacitate fiecare de 3,75 t util. In punctele terminale manevra este efectuată cu locomotive Hunslet de 65 CP și împingătoare automate pentru deservirea culbutoarelor ce alimentează schipul.

Instalația a făcut necesară săparea unei noi rampe plasate la 54 m mai sus decît cea veche. Impingătoarele automate (opt grupuri în total) sînt cu comandă hidraulică cu pompă Keelavite.

Funcționarea unui grup: cele două împingătoare principale acționează alternativ pentru a asigura avansarea continuă a berlinelor; cînd un împingător ajunge la capătul cursei, celălalt este gata de a începe împingerea berlinei următoare. Fiecare împingător are pompa sa dublă, dotată cu un motor de 30 CP la 960 ture/minut.

W Dreyez: **Rezistența diferitelor minerale** (Ueber das Festigkeitsverhallen sehr verschidenarliger) Bergbauwissenschaften, 1955, iulie, p. 183—191, 9 fig., 16 ref. bibl.

In articol este prezentat studiul a două roci eruptive (bazalt și diorit) și a opt roci sedimentare (gresie, calcar, trei varietăți de sare gemă, silvinit, două varietăți de potasă de Starsfurt). Se dau curbele de deformare semistatice în funcție de tensiunile crescînde după axa principală privilegiată. Se arată cum printr-un tratament termic, de exemplu pentru sarea gemă, se poate obține dispariția anisotropiei datorite tensiunilor la care a fost supusă în masiv. Studiul prezintă de asemenea și efectul acestor tensiuni anterioare asupra aspectului curbelor. In continuare sînt prezentate rezistențele la rupere prin compresiune, modulul de elasticitate și influența asupra acestuia a coeficientului de formă (raportul dintre înălțime și rădăcina pătrată a secțiunii); variația modulului cu sarcina.

D. Bins și E. Potts: **Aptitudinea la tăiere a cărbunelui cu plugul de cărbune** (The ploughability of coal seams), Colliery Engineering, 1955 mai p. 200-204, 9 fig.; iunie p. 241-246, 11 fig.; iulie p. 289-293, 9 fig.

Tăierea cu plugul de cărbune oferă mari avantaje: lipsa gazelor produse de explozivi, reducerea cantității de praf față de mașina de havat, posibilitatea tăierii stratelor subțiri (45—50 cm). Totuși, multe instalații de pluguri de cărbune nu au dat rezultatele așteptate datorită faptului că nu se cunosc date de bază în ce privește rindeluirea cărbunelui cu ajutorul plugului de cărbune. Pentru aceasta colegiul King în colaborare cu N.C.B. a întreprins încercări în laboratoare și abataje pentru a stabili posibilitatea folosirii plugului de cărbune în stratele din Durham.

Deoarece primul plug de cărbune introdus în 1947 în stratul Bottom Busty a dat bune rezultate s-a căutat ca aici să se efectueze cercetările cu un aparataj special. Aceasta constă dintr-o presă hidraulică de 140 atmosfere, un cilindru cu piston, susceptibil de a exercita un efort de 8,6 t și fiind prevăzut cu o lamă de plug, între cele două piese fiind plasat un amortizor. Dispozitivul mai comportă un înregistrator circular cu două periuțe și care este cuplat printr-un cablu Bowden cu cilindrul pistonului. Locul de experimentare a fost ales cu îngrijire pentru a evita influenţa presiunii variabile a acoperişului.

Intr-o galerie s-au săpat cinci nişe din 9 în 9 m cu adîncimi de 1,2 m. S-a înlăturat cărbunele pe 30 cm şi s-a asigurat astfel un bun calaj de pornire. Lamele plugului aveau înălţimi de 15,10 sau 5 cm şi unghiurile de tăiere de 30, 45 şi 60°.

Stratul Bottom Busty cu o grosime de 90 cm este constituit din vitrit friabil cu clivaj foarte pronunţat. La culcuş stratul are 15—20 cm durit acoperit de 1-2 cm şist. Diferitele încercări s-au efectuat cu utilajul descris la diferite nivele în strat, cu un unghiu de tăiere de 45°, lama de 15 cm şi felii de 7,5 cm. S-au ridicat diagrame ce dau sarcina în funcţie de pătrundere. Tăieri de 15 şi 30 cm au fost efectuate cu unghiuri de tăiere de 30 şi 60°. Diagramele prezintă variaţiuni mai mult sau mai puţin orizontale. Pentru grosimi de 7,5—15 cm şi 30 cm punctele de sarcină maximă sînt de 1350, 2480 şi 2790 kg.

La aceiaşi mină s-au efectuat încercări în stratul Brockwell (grosime 65 cm) ce se exploatează în prezent cu un plug screper Haarmann. La acesta s-au măsurat puterea consumată. Aceste valori (115-145 A) sînt comparate cu cele care se pot deduce prin calcul din încercările de tăiere cu plug ţinînd seama de sarcinile multiple de remorcat (108 la 179).

Autorii au efectuat încercări în stratele Low Main (1,35 cm) şi stratul B (48 cm).

In Low Main, numeroasele încercări au fost infructuoase; stratul este compus din fîşii de clarit şi s-a văzut că pentru rindeluirea unei felii de 7,5 cm grosime este nevoie de un efort de 7 t.

In stratul B încercările au coincis cu încercarea unui plug multiplu Gusto. Stratul este friabil şi dificultăţile provin din faptul că plugul pătrunde în gresia înconjurătoare pentru a tăia în aceasta este necesar un efort de 22 t în timp ce cărbunele obişnuit nu necesită decît de 600 kg.

Concluzia generală: aparatajul de măsurare folosit permite determinarea aptitudinii cărbunelui de a fi rindeluit. Unghiul lamei este un factor important şi trebuie să fie în jurul a 30°. Incercările din stratul Low Main arată că există o relaţie între această aptitudine şi presiunea rocilor: măsurători simultane cu stîlpii dinamometrici Dowty au arătat o presiune de 269 t pe o lungime de front de 7,5 m.

G. Dorstewitz: **Consideraţii asupra perforării percutante şi vibrante din punctul de vedere al presiunii de împingere** (Betrachtungen uber das schlagende und drehschlagende Bohren im Blickfeld des Andruckes) Bergfreiheit, 1955, mai p. 182—188, 14 fig.

Acest referat a fost prezentat la Essen în cadrul expoziţiei din 1954.

In cazul perforării percutante presiunea crescîndă a aerului comprimat măreşte presiunea de împingere ceea ce duce la o mărire a vitezei de perforare. Această presiune este totuşi limitată de presiunea de recul pe care o produce: o presiune mai redusă produce vibraţii. Se poate acţiona asupra diametrului şi cursei pistonului pentru a determina avansul. De asemenea asupra împingerii prezintă influenţa şi înclinarea suportului perforatorului. Aceste consideraţiuni au făcut pe constructori să realizeze suporturi afet ce permit menţinerea constantă a presiunii de împingere.

In cazul perforării vibrante dată fiind strînsa legătură dintre percuţie şi rotaţie, se pot face aceleaşi consideraţiuni dar ele devin mai complexe datorită laturei rotative şi aceasta impune o perfecţionare a suporţilor împingători. Este de dorit să se construiască aparate destul de uşoare pentru a nu face necesară obţinerea unor prea mari presiuni de împingere.

* * *: **Tăierea cu combina devine o realitate** („Continuous" mining approaches reality") Mechanization. 1955, mai, p. 47—52, 11 fig.

Se descrie un transportor extensibil Joy capabil să urmărească înaintarea combinei la una din exploatările din Ohio.

Aparatul constă esenţial din: 1) Un cap de acţionare ce se deplasează automotor pe şenile, avînd un dispozitiv de înmagazinare de 30 m bandă (motorul de 25 CP acţionează banda iar cel de 7,5 CP acţionează motoarele hidraulice care comandă şenilele şi rebobinarea benzii la sfîrşitul tăierii unei camere). 2) Un alt element pe şenile susceptibil de a urmări deplasarea combinei şi de a trage de pe capul de acţionare lungimea de bandă necesară pentru avans. Intre cele două elemente se pot plasa capse cu rulouri, uşoare, pentru a menţine banda.

Folosirea acestei maşini într-o exploatare carboniferă din Ohio a permis mărirea lungimii camerei la 189 m şi îmbunătăţirea productivităţii.

GARNIER M.: Maşini de mare randament **(Machines à grands rendements)**. Revue de l'Industrie Minerale, aprilie 1955, p. 505—516, 13 fig.

Autorul expune rezultatele unei vizite efectuate la uzinele Jefrey din Colombus (Ohio) şi a minelor ce folosesc utilajul realizat de aceste uzine.

Maşina de încărcat pivotantă ce poate lucra în straturi cu înclinarea 15°. Maşina constă dintr-un şasiu dotat cu 4 pneuri din care 2 motoare şi 2 orientabile; un transportor de la o extremitate la cealaltă a maşinei, motoarele electrice. un braţ de încărcare şi un cap de încărcare cu benzi cu raclete pe care descarcă cărbunele. Pivotul este fixat între acoperiş şi pereţi în aşa fel încît capul de încărcare să fie aproape de cărbunele ce trebuie încărcat. Roţile din faţă se pot roti la 90° permiţînd astfel rotirea întregului ansamblu. Maşina poate încărca 400 tone/schimb fiind deservită de 3 muncitori. Caracteristici: 10,5 m lungime, 1,85 lăţime, 0,8 m înălţime; 6120 kg greutate.

SCHULZE-RHONHOF: Evoluţia operaţiei de împuşcare în Germania după prima conferinţă de la Buxton **(L'evolution du tir en Allemagne depuis la premiere conference de Buxton)**; Revue de l'Industrie Minerale, 5 martie 1955. p. 415—420, 5 fig.

La Buxton, Beyling a arătat că nu este important să rămîi sub o anumită încărcătură limită ci de a realiza un exploziv care să se descompună în întregime la trecerea undei explozive şi nu în urma acesteia. Exploziile constatate în 1936—38 au impus folosirea explozivilor protejaţi la care fumul joacă rolul lor de protecţie. Acestea au dat bune rezultate la încercări şi au motivat folosirea capselor cu întrziere de milisecundă. Noi explozii au arătat influenţa camerei de explozie, fapt din care a apărut metoda de încercare în mortierul cu unghiu, ceea ce permite reglarea unghiului sub care unda de şoc va izbi în perete. In 1939 încercările în mortierul de unghi a permis luarea următoarelor măsuri: 1) izolarea sectoarelor unde se împuşcă prin baraje sau perdele de apă ce limitează extinderea unor eventuale explozii; 2) restricţii în folosirea capselor cu întîrziere.

Capsele cu întîrziere provoacă la fiecare împuşcare o modificare în poziţia blocurilor de rocă care pot face să apară condiţii analoage în împuşcăturile ulterioare şi a le face mai periculoase. Cu întîrzierea de milisecundă, intervalul de timp este atît de redus încît aceste condiţiuni nu sînt realizate (trebuie intervale de 100 m/s.). Se impune folosirea explozivului recent pus la punct şi la care i s-a mărit puterea (biocarbite renforcées) fără a i se compromite securitatea. Aceasta explică puţin faptul că în Germania aplicarea procedeelor Cardox şi Aerdox este foarte anevoioasă.

Rămîne pericolul scurtcircuitelor inerente liniilor de împuşcări care sînt eliminate în Germania limitînd durata curentului la 4 milisecunde. interval insuficient pentru a proiecta afară din gaura de mină reozii. Se pare că în prezent tăierea cu explozivi poate fi considerată ca un procedeu de tăiere la fel de sigur ca şi celelalte.

J. C. **NIXON**: Tratamentul minereurilor complexe de blendă, galenă pirită şi calcopirită din Australia, după Revue de l'Industrie Minerale, august 1955 din lucrarea **„Ore Dressing methods in Australie and adjacent territories“** p. 134—160.

Se expun rezultatele obţinute la trei uzine din Broken-Hill ce tratează anual 100 000 t/an. Minereul de la Mount Isa se găseşte în bancuri de roce dolomitice şistuoase ce conţin circa 40% sulfuri: 7.3% Pb, 7,3% Zn. 11,5% Fe, 0,12% Cu, 165 g/t Ag. Minereul de la Lake George conţine în medie 5,6% Pb; 9,7% Zn; 19,6% Fe; 0,65% Cu; 1,5 g/t Au; 41 g/t. Minereul de la Rosebery conţine 35—45% gangă şistoasă cu conţinut de: 5,8% Pb; 18.9% Zn; 13,1% Fe; 0,43% Cu: 3 g/t Au: 216 g/t Ai.

Concasarea se efectuiază în trei sau patru trepte şi totdeauna ultima treaptă este controlată de site. Fineţea de sfărîmare: 25% este refuz pe sită cu ochiuri de 44 microni.

Flotarea unui concentrat mixt cupru plumb. Toate instalaţiile de preparare amintite folosesc bioxidul de sulf drept reactiv, acest gaz fiind obţinut prin arderea sulfului din care se consumă 75—650 g/t alimentare. La Lake Georg SO_2 este dizolvat în apă şi folosit parte în circuitul de măcinare la tratarea turburelii şi parte la tratarea concentratelor. Celulele sînt M.S. şi în două etaje. Reactivi: xantat, aeroflot. acid cresylic sînt folosiţi în cantităţi suficiente pentru flotarea calcopiritei, prin introducere în numeroase puncte de circuit. Această tehnică folosită sistematic la Olidenn în Suedia, permite obţinerea unor concentrate relativ pure. La această uzină randamentul era de 75% concentrate cu 21,6% Cu şi 13% Pb+Zn.

H. Woehlbier: **Cunoştinţe obţinute din punct de vedere al susţinerii prin măsurarea presiunii rocilor** (Ekenntrisse aus bisherigen Bebirgsdruckmessungen in Bezug auf den Grubenausbau), 32 ref. bibl. Bergbauwissenschaften, 1955, iunie, p. 172—175, din Annales des mines de Belgique, noiembrie 1955.

Este un articol foarte general şi cu puternic caracter bibliografic. Pe lîngă calculele teoretice bazate pe teoria elasticităţii s-a studiat presiunea rocilor prin măsurători directe, în special pentru a cunoaste sarcina pe care o suportă elementele de susţinere şi modul în care lucrează acestea: numeroasele lucrări au permis adunarea unui număr suficient de date ce permit studierea ţinînd seama de legea numerelor mari.

Ca lucrări asupra dinamicei abatajului s-a studiat influenţa susţinerii, a condiţiilor geologice a metodei de exploatare, a lucrărilor învecinate şi a sistemelor de plane de minimă rezistenţă. Se dau rezultatele măsurătorilor în galerii direcţionale şi transversale: metode de topografie de înaltă precizie, dinamometrie. Totodată se arată cum lucrează susţinerea în galeriile direcţionale şi dinamica acestora.

Dufay P.: **Problemele deschiderii şi pregătirii zăcămîntului (Problèmes de dtcoupage du gisement)** Revue de l'Industrie Minérale, 15 aprilie 1955, p. 519-534, 9 fig.

In prezent există o tendinţă generală spre mărirea capacităţii exploatărilor noi. S-a ajuns astăzi la concepţia unor mari unităţi echipate în aşa fel încît să fie independente una de alta, ceea ce se obţine la producţii zilnice de 3—4000 t care permit totodată şi investiţii rentabile.

Studierea fiecărui caz concret respectiv se reduce la compararea metodică cu o exploatare de referinţe prin aprecierea numerică a unor factori ca: influenţa comodităţii de lucru în strat şi influenţa tipului general al osaturii ce se dă zăcămîntului. In majoritatea cazurilor se prevede ca un etaj să cuprindă o rezervă de la 12—20 ori producţia anuală proiectată.

In ce priveşte osatura lucrărilor de pregătire aceasta trebuie aleasă în aşa fel încît să permită un preţ de cost minim. Neţinînd seama decît de elementele din subteran se stabileşte înălţimea elementară a etajului. Cheltuielile de exploatare se exprimă în funcţie de această înălţime şi de distanţa pe direcţie x dintre lucrările miniere destinate transportului şi aerajului. Se va căuta a se realiza minimul acestei expresii, se va studia efectul costului realizării soaturii şi pe de altă parte efectul cheltuielilor de exploatare ace acestei osaturi create (întreţinere şi transport).

Elementul cel mai important este transportul şi costul său este foarte influenţat de debitul stratului deservit. Acest lucru face ca transportul pe bandă să nu devină rentabil decît la o producţie de 200 t/zi. Trebuie să se stabilească dintr-un început condiţiile unei juste folosiri a transportoarelor şi acestea sînt: recunoaştere suficientă înainte de exploatare, cercetarea ritmului de exploatare în vederea măririi avansării zilnice, aprecierea cheltuielilor de funcţionare. Astfel mărind debitul abatajelor de la 140 la 160 t/zi şi reducînd cu 20% cheltuielile de la transportoare se va putea mări valoarea x cu 15%.

In rocile relativ moi, se pot efectua îmbunătăţiri aplicînd procedee de tăiere complect mecanizate ceea ce va permite mărirea vitezelor de săpare, concentrarea exploatării prin mărirea lungimii abatajelor şi dezvoltarea sistemului în retragere de exploatare.

Folosirea utilajului modern impune separarea sectoarelor în pregătire de cele în exploatare şi o avansare rapidă, ambele idei favorizînd exploatarea în retragere.

Mărirea adîncimii de exploatare şi corespunzător a presiunii rocilor va face să se renunţe la exploatarea în două aripi. Mecanizarea tăierii este mult condiţionată de starea coperişului acesta netrebuind să fie degradat de exploatarea stratului precedent.

Metodele vechi de exploatare vor trebui să facă faţă metodelor în care extragerea strat după strat va fi înlocuită de extragerea simultană a totalităţii stratelor, în acest sens putîndu-se prevedea fie prin abataje decalate convenabil fie prin abataje în strate diferite cu decalaj mai mic.

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

DIN ACTIVITATEA A. S. I. T.

Şedinţa de lucru a Biroului Consiliului Central A. S. I. T. cu preşedinţii şi secretarii filialelor

În zilele de 3 şi 4 martie a. c. a avut loc şedinţa de lucru a Biroului Consiliului Central A.S.I.T. cu preşedinţii şi secretarii filialelor A.S.I.T. din ţară.

Din partea Consiliului Central A.S.I.T. au participat tovarăşii N. Popescu-Doreanu, prof. ing. T. Tănăsescu, ing. Al. Priadcenco — vice-preşedinţi ai Asociaţiei — prof. ing. M. Bercovici, prof. ing. R. Răduleţ, ing. I. Grosu — membri în Biroul Consiliului — ing. O. Rusu — prim secretar — prof. M. Manoliu şi ing. C. Negoiţă — secretari ai Asociaţiei.

In cadrul şedinţei a fost analizată activitatea depusă de filiale în anul 1955, s-au stabilit sarcinile ce le revin pentru înfăptuirea hotărîrilor celui de al II-lea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn, s-a expus proiectul de desfăşurare a adunărilor generale a cercurilor A.S.I.T. şi conferinţelor filialelor şi subfilialelor.

Tov. ing. Oliviu Rusu, prim-secretar al Consiliului Central A.S.I.T. prezentînd Darea de seamă asupra activităţii Comitetelor de filială pe anul 1955 şi a planului de muncă pe anul 1956, a arătat că în anul 1955, planurile de muncă ale Comitetelor de filială au fost astfel orientate încît să contribuie la ridicarea productivităţii muncii, la scăderea preţului de cost şi la îmbunătăţirea calităţii produselor, prin folosirea largă a tehnicii noi şi a resurselor interne ale producţiei.

In activitatea tehnico-ştiinţifică a filialelor au fost întîlnite însă şi unele lipsuri. Astfel, la unele filiale nu s-a acordat atenţia cuvenită activităţii unor secţii ca Industria Chimică şi Industria petroliferă, menite să se dezvolte considerabil în cadrul actualului cincinal; alte filiale au neglijat faptul că productivitatea muncii trebuie obţinută în primul rînd pe calea folosirii mai bune a tehnicii existente; de asemenea, majoritatea temelor privind aspectele economice al producţiei, prevăzute în planurile de muncă ale secţiilor de specialitate de la filiale, în special problemele reducerii preţului de cost, au fost tratate insuficient.

In general, cu toate aceste lipsuri, activitatea tehnico-ştiinţifică a filialelor a crescut simţitor în cursul anului 1955. Prin cele 629 studii întocmite, 264 consfătuirii şi 329 schimburi de experienţă organizate, secţiile de specialitate ale filialelor au adus o contribuţie dintre cele mai valoroase la realizarea obiectivelor Asociaţiei.

In linii generale, se poate constata că în cursul ultimului an, activitatea filialelor A.S.I.T. s-a dezvoltat şi îmbunătăţit simţitor. Prin seriozitatea cu care se iau în considerare sarcinile Asociaţiei, activitatea filialelor devine pe zi ce trece o contribuţie tot mai rodnică pentru dezvoltarea şi perfecţionarea producţiei socialiste a patriei noastre.

Planurile de activitate ale filialelor, pe anul 1956, în ansamblul lor, se întemeiază pe rezoluţia Congresului al II-lea al P.M.R., precum şi pe Hotărîrea Consiliului Central A.S.I.T. din 5 februarie a.c.

Pentru atingerea măreţelor obiective care stau în faţa inginerilor şi tehnicienilor din patria noastră, planurile de muncă întocmite de filiale şi secţii prevăd o serie de probleme de mare însemnătate pentru introducerea tehnicii noi, extinderea experienţei înaintate în producţie, îmbunătăţirea condiţiilor de muncă în industrie şi în agricultură, ridicarea necontenită a nivelului tehnic al membrilor Asociaţiei etc., etc.

Din discuţiile purtate asupra Dării de seamă a reieşit că în cursul anului trecut s-a îmbunătăţit în deosebi activitatea acelor filiale care au fost sprijinite, îndrumate şi controlate de către organizaţiile regionale de partid. O fructuoasă colaborare a fost realizată între Consiliile Sindicale Regionale şi filialele A.S.I.T., mai ales în cadrul Concursului de Inovaţii pe ţară încheiat la 7 noiembrie 1955.

Prezentînd proiectul de desfăşurare a Adunărilor generale ale cercurilor A.S.I.T. şi conferinţelor filialelor şi subfilialelor, tov. ing. C. Negoiţă — secretar al Consiliului Central A.S.I.T. — a arătat că pentru îndeplinirea importantelor obiective economice ale celui de al doilea plan cincinal, prin ridicarea nivelului tehnic în toate ramurile economiei naţionale şi creşterea considerabilă a productivităţii muncii, inginerii şi tehnicienii trebuie să fie în primele rînduri în activitatea vie de aplicare în practică a Hotărîrilor celui de al II-lea Congres al P.M.R.

In vederea statornicirii rolului inginerilor şi tehnicienilor în introducerea tehnicii noi şi organizarea superioară a producţiei, Consiliul Central A.S.I.T. a hotărît ţinerea în acest an a Congresului Asociaţiei.

Incheind lucrările şedinţei de lucru cu preşedinţii şi secretarii filialelor A.S.I.T., tov. vice-preşedinte N. Popescu-Doreanu a relevat că din dezbaterile ce au avut loc au rezultat o serie de preocupări generale şi în primul rînd aceea de a se ridica autoritatea Asociaţiei, care trebuie să devină cea mai înaltă competenţă tehnică a ţării, pentru progresul tehnicii şi al economiei noastre naţionale.

Fiecare adunare generală de cerc, fiecare conferinţă de filială, cît şi Congresul A.S.I.T. trebuie să însemne competenţă şi fermitate de pe poziţiile înaintate ale tehnicii.

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

Facem cunoscut cititorilor noştri că, începînd de la 1 ianuarie 1956, Gazeta „TEHNICA NOUĂ" apare săptămînal. Preţul unui abonament este de lei 26 anual sau 13 lei semestrial.

Abonamentele se fac prin: Cercurile A.S.I.T. din întreprinderi şi instituţii, la Subfilialele şi Filialele A.S.I.T. din ţară.

Rugăm cititorii noştri să-şi prelungească, din timp, abonamentul pe anul 1956.

Clişeul de pe copertă: *Maşină pentru dislocarea şi haldarea maselor de pămînt cu depunere în orice direcţie. Capacitatea 15.000 t/zi.*

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Industriei Cărbunelui — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 4.66.68 şi 3.57 28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2, c. 1027

Lei 5 exemplarul

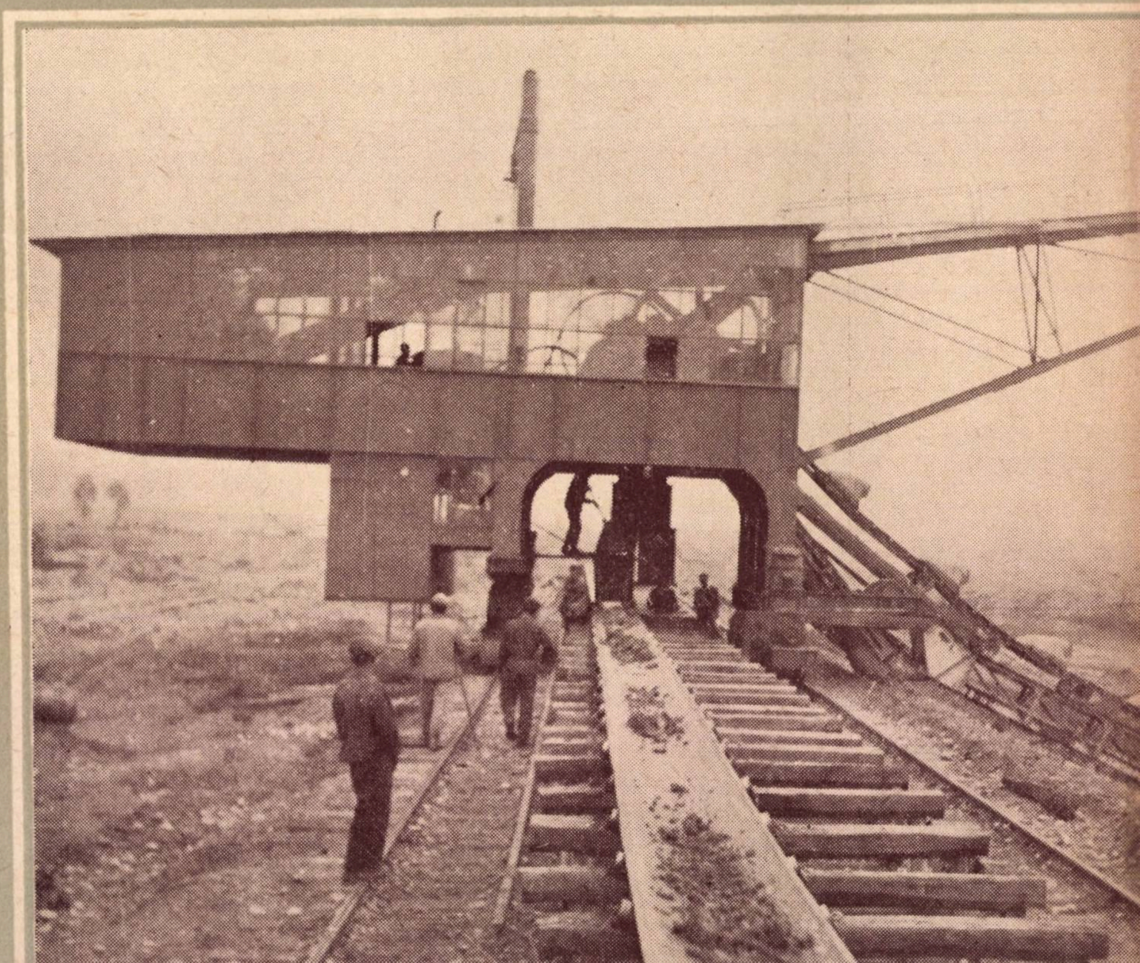
E 1433
d

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OBMEH - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA

KAT

Revista
MINELOR

TULAJDONA



5
1956
ASIT

Mai
1956
Anul VII
Nr. 5

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA: BUCUREŞTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

* * *: 1 Mai 209
E. LITEANU şi S. ROTMAN: Studiile hidrologice pentru deschiderea de mine noi . . . 210
O. DASCĂL: Experimentarea împuşcării cu întîrzieri de milisecunde în exploatările miniere din R.P.R. 219
C. SUPERCEANU: Noi apariţiuni de scheelit, în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor (II). 230
M. IONESCU şi V. ANGHEL: Aplicaţiile fluidizării cărbunilor 242
I. BONEA: Cîteva consideraţii în privinţa legăturii măsurătorilor de la suprafaţa cu cele din subteran printr-un singur puţ vertical . 249
DOCUMENTARE 253
NOUTĂŢI MONDIALE 256

СОДЕРЖАНИЕ

*** 1 Мая 209
Е. ЛИТЯНУ и С. РОТМАН: Гидрогеологические исследования для открытия новых шахт 210
О. ДАСКАЛ: Опыт взрыва с запозданием в миллисекунды в румынских горнорудных разработках 219
К. СУПЕРЧАНУ: Новые проявления шерерита в контактных залежах геохимической провинции бабатитов (II) 230
М. ИОНЕСКУ и В. АНГЕЛ: Применение флюидизации в области использования углей 242
И. БОНЯ: К вопросу привязки надземных измерений с подземными через один вертикальный ствол 249
ДОКУМЕНТАЦИЯ 253
РЗАУБЕЖНЫЕ НОВОСТИ 256

SOMMAIRE

* * *: 1 Mai 209
E. LITEANU et S. ROTMAN: Les études hydrologiques pour la mise en exploitation des nouvelles mines 210
O. DASCĂL: L'expérimentation du tir avec microretard dans les exploitations minières de R.P.R. 219
C. SUPERCEANU: Nouvelle apparition de scheelite dans les gisements de contact de la province géochimique des banatites 230
M. IONESCU et V. ANGHEL: Les applications du fluidissement du charbon 242
I. BONEA: Quelques considération sur la liaîson du mesurement de la surface avec celles souterrains par un seul puits vertical . . . 249
DOCUMENTATION 253
NOUVEAUTÉS MONDIALES 256

INHALT

* * *: 1 Mai 209
E. LITEANU und S. ROTMAN: Die dem Aufschliessen von Lagerstätten vorangehenden hydrologischen Arbeiten 210
O. DASCĂL: Betriebserfahrungen beim Schiessen nach dem Millisekundenverfahren in den rumänischen Bergwerken 219
C. SUPERCEANU: Neue Scheelitvorkommen auf den Kontaktlagerstätten, der geochemischen Provinz der Banatiten (II) 230
M. IONESCU und V. ANGHEL: Die Verflüssigung als Arbeitsverfahren zur Verwertung von Kohlen 242
I. BONEA: Einige Betrachtungen über den Tagesanschluss der Grunbenmessungen durch einen einzigen seigeren Schacht 249
DOCUMENTATIONSHINWEISE 253
NEUES AUS ALLER WELT 256

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — Laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PACURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

Könyvtár
TULAJDONA

REVISTA MINELOR
ANUL VII ⊢ Nr. 5 ⊣ MAI 1956

1 Mai 1956

Intreaga lume muncitoare a sărbătorit 1 Mai, măreața zi a solidarității internaționale a oamenilor muncii, ziua frăției muncitorilor din toate țările, a trecerii în revistă a forțelor mereu crescînde ale clasei muncitoare și ale oamenilor muncii, a succeselor dobîndite în lupta pentru pace și socialism.

Anul acesta, ziua de 1 Mai s-a sărbătorit în condițiile creșterii puternice a forțelor socialismului și a păcii, în condițiile destinderii internaționale.

Nu a trecut decît un an de cînd 29 de țări ale Africei și Asiei au adoptat în unanimitate cele cinci principii de conviețuire pașnică între popoare cu regimuri sociale diferite. Hotărîrile Conferinței care au dat naștere „spiritului Bandungului" au constituit o mare breșă în frontul „războiului rece" contribuind la lărgirea zonei păcii în lume. „Spiritul Bandungului" a fost urmat de „Spiritul Genevei" care a marcat începutul unei cotituri în situația internațională. Acum un an, reprezentanții din exil ai Marocului și Tunisiei au vorbit la Conferința de la Bandung. De curînd, ca urmare a luptei victorioase desfășurate de aceste popoare, a fost proclamată independența Marocului și a Tunisiei. La începutul acestui an a fost proclamată la Chartum și independența Sudanului.

Mergînd pe linia punerii în aplicare a sarcinilor trasate de Congresul al XX-lea al P.C.U.S. de micșorare a încordării internaționale, tov. N. Bulganin și N. S. Hrușciov au vizitat Marea Britanie, vizită care a dus la o mai bună înțelegere anglo-sovietică și a contribuit la îmbunătățirea întregii atmosfere internaționale.

De 1 Mai, oamenii sovietici au putut să-și treacă în revistă forțele, să demonstreze voința lor de pace, să-și enumere cu mîndrie victoriile obținute prin îndeplinirea celui de al 5-lea cincinal. In 1955, producția industrială a U.R.S.S. a fost de 3,2 ori mai mare ca în 1940, iar producția mijloacelor de producție a sporit de 3,9 ori. Sprijinindu-se pe măretele realizări obținute pînă acum poporul sovietic, urmărit de caldă simpatie și profundă admirație de întreaga omenire progresistă, a trecut la realizarea grandioaselor obiective ale celui de-al șaselea cincinal. Poporul sovietic depune acum toate eforturile pentru ca, pe calea întrecerii economice pașnice, să rezolve în termenul cel mai scurt, principala sarcină economică a U.R.S.S. de a ajunge și depăși cele mai dezvoltate țări capitaliste în ce privește producția pe cap de locuitor.

Cu succese deosebite au întîmpinat oamenii muncii din țările de democrație populară ziua de 1 Mai; nivelul antebelic al producției industriale a fost depășit în 1955, în Polonia, de peste patru ori, în Bulgaria, de peste cinci ori, în Cehoslovacia de două ori și jumătate, în Ungaria, de aproape patru ori, în Albania de peste unsprezece ori, în Republica Democrată Germană de peste două ori. Succese remarcabile a obținut Republica Populară Chineză în comparație cu nivelul maxim dinainte de război, producția industrială a acestei țări a crescut de peste două ori. Oamenii muncii din țara noastră au sărbătorit anul acesta ziua de 1 Mai în condițiile creșterii avîntului maselor în lupta pentru îndeplinirea sarcinilor de plan pe primul an al celui de-al doilea cincinal.

Astfel muncitorii minieri din Valea Jiului și-au realizat și depășit sarcinile de plan pe luna aprilie, dînd patriei 9 471 t cărbune peste plan. Minele de lignit au dat patriei 4 851 t cărbune peste plan în cursul lunei aprilie. Numai la Filipeștii de Pădure s-au extras peste 1 100 t peste plan și s-a continuat cu introducerea noii metode de susținere a abatajelor frontale în lignit cu stîlpi metalici. La T.C. Anina în 30.IV s-a terminat montajul și recondiționarea mașinii de extracție la puțul centru și s-a terminat prima fază a recondiționării puțului pentru a fi dat parțial în producție.

La exploatările carbonifere la zi prin desvelire de la Rovinari și Vărghiș, lucrările de dezvoltare a carierelor a început în ritm viu în vederea asigurării în anul 1960 a cel puțin 30% din producția de cărbune energetic.

Intreprinderea minieră de fier Ghelari a dat peste plan de la începutul anului circa 4 000 t minereu de fier, depășind planul atît pe această perioadă cît și pe luna aprilie. In vederea acoperirii nevoilor industriei siderurgice cu minereu de fier indigen s-a făcut studiile necesare pentru devansarea unor lucrări de investiție prevăzute pentru partea a doua a acestui cincinal și care au fost atacate în cinstea zilei de 1 Mai 1956. S-a introdus cu succes metoda de exploatare în trepte cu găuri lungi forate cu foreze electrice Uraleț la mina Teliuc.

Lucrătorii din industria minieră știu că victoriile pe care le obțin sînt tot atîtea succese pe calea construirii socialismului și luptă cu avînt pentru traducerea în viață a directivelor celui de al II-lea Congres al P.M.R. cu privire la cel de al 2-lea plan cincinal de dezvoltare a economiei naționale.

Introducerea tehnicii noi pe scară tot mai largă în procesul de producție, organizarea muncii după metodele avansate de muncă, lupta pentru o calitate din ce în ce mai bună a producției, pentru scăderea prețului de cost și pentru ridicarea productivității muncii, devin pe scară tot mai largă principiile călăuzitoare în procesul de producție.

Trăiască 1 Mai, ziua solidarității internaționale a oamenilor muncii, ziua frăției celor ce muncesc din lumea întreagă!

Studiile hidrogeologice pentru deschiderea de mine noi

E. Liteanu și S. Rotman

In trecut intreprinderile miniere capitaliste, în goana lor după profituri maximale, s-au preocupat de extragerea substanțelor minerale utile aflate în condițiile naturale cele mai favorabile, adică acelea care în general erau situate deasupra nivelului hidrostatic.

Creșterea necesităților de materii prime care în patria noastră a cunoscut un mare avînt ca urmare a industrializării socialiste a țării, a impus ca exploatarea substanțelor minerale utile să se extindă și la zăcămintele aflate sub nivelul hidrostatic. In aceste condiții lucrările subterane trebuie să fie asigurate împotriva pericolului unui aflux masiv de ape subterane, care în unele cazuri poate provoca degradarea exploatării și victime omenești.

Pentru a preîntîmpina asemenea eventualități, tehnica mineră modernă preconizează ca proiectarea lucrărilor miniere să se facă numai pe baza unor studii hidrogeologice amănunțite.

Ansamblul de studii în aceste scopuri constitue obiectivele hidrogeologiei miniere.

In fapt, hidrogeologia minieră reprezintă un capitol din hidrogeologia inginerească care printre altele cuprinde: hidrogeologia barajelor și bazinelor de acumulare, hidrogeologia canalelor de navigație și irigație, hidrogeologia captărilor de ape, etc. La rîndul său hidrogeologia inginerească este numai un capitol din hidrogeologia generală care se preocupă de genetica, dinamica, regimul și distribuția regională a apelor subterane.

Directivele Congresului al doilea al P.M.R., privind planul celui de al doilea Cincinal, prevăd o serie de sarcini importante în domeniul studiilor hidrogeologice miniere, în scopul creșterii rezervelor de substanțe minerale utile exploatabile.

Indeplinirea cu succes a acestei sarcini impune ca în executarea studiilor hidrogeologice să se folosească o metodologie corectă și un utilaj adecvat. In acest scop ne-am propus să prezentăm o orientare generală asupra hidrogeologiei miniere cu privire la deschiderea de mine noi.

In mod principial trebuie reținut faptul că studiile hidrogeologice pentru deschiderea de mine noi, indiferent de natura și tipul zăcămîntului, se desfășoară în patru etape fundamentale și anume:

1. Studiile în vederea definirii structurii geologice acvifere
2. Studiile în vederea elaborării temei de lucrări hidrogeologice, care trebuie să asigure posibilitățile de adaptare a cazului particular studiat, la schemele generale soluționate în cadrul domeniului hidrogeologiei inginerești.
3. Studiile și lucrările care au drept scop să determine parametrii hidrogeologici corespunzători structurii acvifere cercetate.
4. Studiile în vederea interpretării și caracterizării condițiilor hidrogeologice ale zăcămîntului.

Diversitatea condițiilor geologice și hidrogeologice în care se găsesc zăcămintele de substanțe minerale utile, constitue factorul care determină, aproape la fiecare caz în parte, un conținut particular etapelor fundamentale menționate.

Din această cauză a fost necesar să împărțim lucrarea de față în două capitole:

In primul, se va face o prezentare a principiilor și metodelor generale de studiu care își găsesc aplicație în cele patru etape fundamentale.

In cel de al doilea, în care s-a încercat o sistematizare din punct de vedere hidrogeologic a zăcămintelor de cărbuni, minereuri și sare din R.P.R., vom înfățișa cîteva exemple de structuri acvifere din care să reiasă temele de studiu adecvate în vederea deschiderii de mine noi sau a extinderii exploatării la minele existente.

I. Etapele studiilor hidrogeologice miniere

Este cunoscut că pentru deschiderea unei mine se execută în prealabil studii geologice care se desfășoară în trei etape: cartarea, prospecțiunea și explorarea, fiecare cuprinzînd o serie de subetape.

In paralel cu studiile geologice este necesar să se execute și studiile hidrogeologice, desfășurate și ele în aceleași etape succesive.

Foarte adeseori se constată însă că există un decalaj important între etapa în care se găsesc studiile geologice și cea în care se găsesc studiile hidrogeologice. Astfel, este posibil ca, din neacordarea importanței cuvenite studiilor hidrogeologice, studiile geologice să se găsească în etapa cea mai avansată pe cînd primele nici să nu fi fost începute.

In asemenea cazuri se întîmplă ca proiectanții să solicite executarea unor studii hidrogeologice într-un termen mult prea scurt față de timpul impus de o desfășurare normală a lucrărilor, ceeace în cel mai bun caz nu poate fi realizat în dauna calității rezultatelor obținute. Este necesar ca asemenea practici să fie lichidate, studiile hidrogeologice să se planifice a fi executate în paralel cu cele geologice, pe cele trei etape principale menționate.

1. **Cartarea hidrogeologică.** Prima etapă a studiilor hidrogeologice care se întreprind într-o regiune este cartarea hidrogeologică. Aceasta constă în fixarea caracteristicilor punctelor de apă (nivel hidrostatic, debit, compoziție chimică, etc.) pe o bază geologică și geomorfologică detaliată.

Baza geologică trebuie să conțină în afară de elementele stratigrafice și tectonice și o amănunțită cartare litologică și microtectonică (accidente tectonice de ordin secundar, direcția fisurilor, etc.); aceasta din urmă în special în rocile stîncoase.

O deosebită atenție trebuie acordată depozitelor cuaternare, care prin caracterul lor, în general permeabil, generează strate acvifere importante. Astfel, trebuie să fie cartate depozitele aluvionare, fluvioglaciare, conurile de dejecție, deluviile, proluviile, etc.

Baza geomorfologică trebuie să cuprindă elementele morfologice care permit o apreciere a dezvoltării depozitelor aluvionare psefitice acvifere, chiar în cazul cînd acestea nu apar la zi, fiind acoperite de depozite psamitopelitice deluviale și proluviale.

Cartarea hidrogeologică are de scop obținerea unei hărți hidrogeologice în general privind stratul acvifer freatic, precum și eventualele iviri de ape de adîncime.

Pe baza acestei hărţi se pot stabili pe de o parte caracteristicile calitative ale stratelor acvifere freatice în ceea ce priveşte influenţa lor nemijlocită prin infiltraţii asupra viitoarelor lucrări de exploatare, cît şi rolul lor în alimentarea stratelor acvifere de adîncime; pe de altă parte, această hartă hidrogeologică permite în unele cazuri să se facă prognoza asupra existenţei şi importanţei orizonturilor acvifere de adîncime.

2. **Prospecţiunea hidrogeologică.** Prospecţiunea hidrogeologică are de scop să confirme ipotezele care au reieşit din cartarea hidrogeologică şi să obţină unele date cantitative asupra: dezvoltării stratelor acvifere freatice, grosimii lor, compoziţiei granulometrice şi permeabilităţii stratelor în care circulă apele subterane, precum şi delimitarea zonelor de alimentare ale stratelor acvifere de adîncime.

Prospecţiunea hidrogeologică se execută prin foraje de mică adîncime, şanţuri, puţuri şi galerii.

Amplasamentele pe care se execută lucrările de prospecţiune hidrogeologică se aleg pe baza hărţii de cartare hidrogeologică.

O deosebită atenţie trebuie acordată studiului zonei de aflorimente a substanţelor minerale utile.

Lucrările de prospecţiune trebuie să urmărească în primul rînd obţinerea unor profile litologice amănunţite, extragerea de probe pentru încercări de laborator hidrogeologic, identificarea orizonturilor acvifere de mică adîncime, nivelele lor hidrostatice şi indicaţii generale asupra capacităţii lor de debitare. Totodată, se determină prin încercări de laborator granulometria, permeabilitatea pe cale directă şi indirectă (indicativ), porozitatea, greutatea specifică a rocilor, etc.

3. **Explorarea hidrogeologică.** Explorarea hidrogeologică are de scop să stabilească cantitativ caracteristicile hidrogeologice detaliate, precum şi structura întregului complex de strate acvifere din acoperişul şi culcuşul zăcămîntului respectiv.

Volumul şi conţinutul lucrărilor de explorare hidrogeologică variază în raport cu categoria de rezerve care se urmăreşte a fi determinată.

Astfel:

Pentru rezerve de categoria C_1 şi C_2, concluziile hidrogeologice se întemeiază pe rezultatele cartărilor şi prospecţiunilor hidrogeologice cît şi pe observaţiile care se fac asupra unora din forajele de explorare geologică, neefectuîndu-se foraje speciale pentru explorarea hidrogeologică.

Pentru rezerve din categoria B, concluziile hidrogeologice se întemeiază pe lucrări de explorare hidrogeologică executate prin 1-3 foraje amplasate într-un sector caracteristic al zonei de dezvoltare a zăcămîntului.

Prin aceste foraje se urmăreşte:

— punerea în evidenţă a orizonturilor acvifere din acoperişul şi culcuşul zăcămîntului;

— stabilirea debitelor maxime care pot fi obţinute din aceste foraje pe bază de pompări experimentale executate fără foraje de observaţie;

— stabilirea posibilităţilor apariţiei de borchişuri;

— aprecieri asupra fluxului total de apă care circulă prin unitatea de extindere direcţională a structurii.

In acest scop se execută pompări experimentale, precum şi analiza de laborator hidrogeologic asupra probelor de rocă şi apă extrase din aceste foraje.

Explorările hidrogeologice executate la acest nivel de studiu nu permit să se obţină indicaţiuni precise asupra extinderii şi variaţiilor litologice ale stratelor acvifere, cît şi asupra variaţiei afluxurilor posibile de apă subterană în diversele puncte ale zăcămîntului.

Pentru rezervele de categoria A_2, concluziile hidrogeologice se întemeiază pe lucrările de explorare hidrogeologică executate printr-un număr de foraje suficient să acopere întreaga zonă de dezvoltare a zăcămîntului. Aceste lucrări cuprind foraje de explorări hidrogeologice propriu zise, cît şi foraje de observaţii hidrogeologice.

Pe baza acestor lucrări, a încercărilor experimentale executate în foraje, cît şi a rezultatelor de laborator hidrogeologic obţinute prin analiza probelor de roci şi apă extrase din foraje, trebie să se obţină date cantitative suficiente pentru a se putea stabili:

— dezvoltarea orizonturilor acvifere în cuprinsul întregii zone de extindere a zăcămîntului, în vederea întocmirii hărţilor structurale corespunzătoare acestor orizonturi;

— rezervele statice şi dinamice maxime şi medii ale acestor orizonturi acvifere, calculate pe unitatea de extindere direcţională a structurii;

— debitele maxime şi medii care sînt de aşteptat să apară în viitoarele lucrări de exploatare.

De asemenea ele trebuie să ofere indicaţii necesare pentru preconizarea măsurilor de luat în lupta împotriva apelor subterane şi a borchişurilor.

Condiţia esenţială pentru obţinerea unui rezultat corespunzător prin lucrările de exploatare hidrogeologică constă în calitatea lucrărilor.

Prin buna calitate a lucrărilor, trebuie înţeles executarea unui volum adecvat de lucrări în amplasamentele cele mai caracteristice, corecta execuţie a lor şi justa interpretare a datelor.

a) Volumul şi amplasamentul lucrărilor de exploatare hidrogeologică. Fixarea printr-un normativ chiar cu totul indicativ, a volumului lucrărilor de foraje de explorare hidrogeologică este imposibilă. Numărul de forje necesare trebuie stabilit în raport cu condiţiile şi complexitatea geologică şi hidrogeologică a regiunii şi cu gradul de compartimentare tectonică.

Intr-adevăr, o regiune intens tectonizată sau o regiune în care s-au semnalat variaţii de facies, va necesita un număr mult mai mare de foraje decît o altă regiune care prezintă o structură monoclinală, fără accidente tectonice şi fără variaţii laterale de facies.

In ceea ce priveşte amplasamentele lucrărilor de explorare hidrogeologică, ele trebuie alese în punctele cele mai caracteristice. De exemplu, la zăcămintele care se dezvoltă în structuri faliate, amplasarea forajelor trebuie făcută pe cît posibil la mijlocul compartimentelor tectonice, executîndu-se în fiecare compartiment un număr suficient de foraje şi în nici un caz acestea nu trebuie să fie amplasate în zona de faliere, unde rezultatele obţinute nu pot fi extrapolate. Desigur în cazul cînd programul de exploatare impune cunoaşterea condiţiilor hidrogeologice din vecinătatea faliilor, trebuie să se amplaseze cîte un foraj în dreptul fiecărui accident tectonic important.

In structurile complexe, amplasarea forajelor hidrogeologice trebuie făcută astfel ca să se obţină date pentru fiecare element structural în parte.

Numărul de încercări experimentale care se pot executa într-un foraj este în general limitat de numărul coloanelor care se pot tuba telescopic şi el nu depăşeşte în mod obişnuit 4—6 pentru un foraj. Totuşi, în forajele de exploatare hidrogeologică se întîlnesc în general un număr mai mare de strate acvifere. Din această cauză programarea stratelor care urmează a fi încercate trebuie făcută cu cea mai mare atenţie, în primul rînd pentru a nu se pierde eventual o încercare cu un strat acvifer fără importanţă, neglijîndu-se alt strat cu un debit însemnat, iar în al doilea rînd în cazul cînd se încearcă simultan două strate cu capacităţi de debitare posibil diferite, să se obţină rezultate eronate asupra lor, în sensul adoptării unei valori medii egale pentru ambele strate.

Din aceste cauze, cînd forajul a străbătut un număr mare de strate acvifere, încercarea experimentală a acestora trebuie făcută pe complexe acvifere, care se determină pe criterii geologice ca aparţinînd aceluiaşi tip genetic de desvoltare. De pildă, asemenea complexe apar frecvent în depozitele daciene alcătuite din mai multe strate de nisipuri separate prin intercalaţii subţiri de argile, precum şi în depozitele mezozoice alcătuite din calcare fisurate.

Pentru justa alegere a stratelor care urmează a fi încercate, este necesar ca forajul de studiu să se execute în prealabil prin carotaj continuu, cu un diametru redus pe întreaga adîncime programată, urmînd ca el să fie ulterior lărgit şi tubat telescopic. In acest mod încercările experimentale se fac pe etape succesive în raport cu stratele sau complexele alese pentru încercare.

In acest scop, după identificarea pe criterii litologice a tuturor orizonturilor acvifere și alegerea celor ce vor fi încercate, se face lărgirea forajului și tubarea primei coloane. Fiecare coloană trebuie prevăzută cu filtre în dreptul stratului sau complexelor ce se vor încerca și cimentată la șiu cu un dop, pentru izolarea tronsonului programat pentru încercare de partea inferioară a găurii.

Incercarea experimentală trebuie executată imediat după tubarea fiecărei coloane, după care această coloană se va cimenta și se va tuba coloana telescopică următoare.

b) Condiții generale de execuție a lucrărilor de explorare. Lucrările de explorare prin foraje comportă cele mai costisitoare investiții din seria de studii hidrogeologice. Din acest motiv este necesar ca din fiecare foraj să se obțină maximum de date, fără a se pierde nici o observație. Această sarcină este realizabilă dacă se ia un minimum de măsuri dintre care cităm:

— Toate forajele hidrogeologice trebuie să se execute cu carotaj continuu, urmărindu-se cu atenție ca recuperajul obținut să fie de minimum 80%.

— Carotele extrase să fie atent examinate de hidrogeolog, iar din fiecare strat permeabil sau semipermeabil întîlnit să se ia probe care să fie analizate în laborator, determinîndu-se compoziția granulometrică, permeabilitatea și porozitatea. Pentru rocile nisipoase, care se apreciază că ar putea să se manifeste ca borchișuri, este necesar a se determina osebit: greutatea specifică, greutatea volumetrică, porozitatea maximă și minimă, cît și porozitatea critică (la forfecare).

— La strate mai groase de 1 m este necesar ca aceste probe să fie luate la fiecare metru.

— In cazul cînd într-un strat de nisipuri sub 1 m grosime se constată prezența unor variații granulometrice, care pot fi observate macroscopic, este util a se lua probe pentru analize din fiecare interval granulometric.

— După executarea carotajului mecanic trebuie să se execute măsurătoarea de deviație a găurii de sondă și un carotaj electric. Apoi, după alegerea complexelor acvifere care urmează a fi încercate, trebuie să se facă programarea tubajului telescopic, fiecare coloană fiind prevăzută cu filtre în dreptul stratelor permeabile.

O deosebită atenție trebuie acordată alegerii sitei filtrului, ale cărei dimensiuni trebuie să fie determinate pe baza compoziției granulometrice a stratului respectiv. Din acest motiv, este necesar a se avea la dispoziție site de dimensiuni cît mai variate, pentru ca în dreptul fiecărui strat să fie plasat filtrul corespunzător.

— După tubarea fiecărei coloane (care se cimentează în spate, numai la partea superioară pînă deasupra primei porțiuni perforate) puțul trebuie golit de apă sau noroi și executată încercarea fiecărui strat sau complex în parte.

— Inainte de executarea pompării experimentale propriu zise trebuie executată o desnisipare a stratelor acvifere respective, adică pomparea cu debitul maxim care se poate obține, pînă la complecta limpezire a apei, sau în orice caz pînă cînd apa pompată nu mai conține granule de nisip sau praf. Desnisiparea are ca scop evacuarea și antrenarea particulelor fine care colmatează pe alocuri porii rocii permeabile, realizînd mărirea permeabilității stratului acvifer pe o mică rază în jurul forajului, permițînd astfel obținerea unor rezultate concludente prin pompare și totodată preîntîmpină degradarea prematură a utilajului hidrogeologic.

— Pompările experimentale, în cazul cînd s-a făcut desnisiparea, se încep cu debite mici, crescînd apoi la debite din ce în ce mai mari, pînă la debitul maxim al stratului respectiv. Este necesar a se face pompări cu minimum trei debite deosebite, ale căror mărimi să nu fie prea apropiate și de preferință multipli (Q ;2Q ;3 Q ; etc...)

Pentru fiecare debit trebuie pompat un timp suficient pentru a se obține condițiile unei curgeri staționare, adică condițiile în care conul de depresiune este stabilizat.

— In scopul asigurării realizării unei curgeri staționare, este necesar ca pomparea să fie executată minimum 72—100 ore după ce debitul a devenit perfect constant și nivelul dinamic s-a stabilizat, atît în forajul experimental, cît și în forajele de observație. Inainte de a se trece la încercarea stratului acvifer care urmează în adîncime, trebuie ținut seama că lucrările privind un strat acvifer în curs de încercare pot fi considerate ca terminate numai în cazul cînd rezultatele au fost prelucrate și obținute date comparabile. In cazul obținerii unor date discordante pentru diversele debite pompate, încercarea trebuie repetată, pomparea efectuîndu-se un timp mai îndelungat decît prima oară.

c) Principii privind interpretarea datelor obținute din forajele hidrogeologice de explorare. Interpretarea rezultatelor obținute prin lucrările de explorare hidrogeologică trebuie să ofere precizări asupra întregii structuri acvifere a zăcămîntului, cît și asupra variației pe verticală și orizontală a condițiilor hidrogeologice dintre limitele acestuia.

Realizarea unei interpretări juste necesită o temeinică pregătire teoretică și practică, din care cauză este recomandabil ca aceasta să fie executată numai de către un hidrogeolog experimentat.

Tehnica interpretării constă în prelucrarea rezultatelor izolate stabilite prin fiecare sondă de explorare, cît și în corelarea lor cu datele obținute prin cartări și prospecțiuni: geologice, geomorfologice și hidrogeologice.

In acest scop se stabilesc analogii hidrogeologice și se definesc limitele lor de extrapolare.

Una din cele mai importante sarcini care revin interpretării hidrogeologice, constă în determinarea rezervelor de ape subterane din structura zăcămîntului. Cunoașterea acestor rezerve este necesară în vederea proiectării instalației de asecare a minei, cît și pentru fixarea termenului la care această instalație trebuie să intre în funcțiune.

In țara noastră încă nu s-a adoptat o clasificare a rezervelor de ape subterane Din acest motiv am considerat necesar a prezenta pe scurt elementele care caracterizează rezervele de ape subterane și una din clasificările existente care este foarte simplă și totuși cuprinzătoare și a cărei adaptare la noi în țară ar putea aduce o contribuție importantă la clasificarea științifică a condițiilor hidrogeologice ale zăcămintelor noastre, în particular, cît și la posibilitatea stabilirii resurselor de ape subterane, în general.

După clasificarea lui *M. E. Altovschi,** rezervele de ape subterane se pot împărți în: rezerve dinamice și statice.

Rezervele dinamice caracterizează apele subterane gravitaționale, care posedă o viteză de circulație sensibilă. Ele reprezintă acea cantitate de apă care trece în decursul unei perioade date printr-o secțiune oarecare a unui complex acvifer, adică tocmai debitul acelui complex. Din această cauză ele trebuie să fie măsurate în unități de debit.

Rezervele statice caracterizează apele subterane care au o viteză nulă sau aproape nulă. Ele reprezintă volumul apelor subterane care se găsesc în stratul acvifer, independent de timpul și modul în care au ajuns în stratul respectiv și se pot calcula prin cunoașterea dimensiunilor geometrice ale stratului acvifer și ale coeficientului de cedare de apă al rocei respective. Față de aceste caracteristici, rezervele statice trebuie determinate în unități de volum.

Aceste categorii de rezerve stabilite pe criterii calitative, pot fi împărțite la rîndul lor în mai multe tipuri (grupe, etc.), pe criterii cantitative, (rezervele dinamice după mărirea debitului, cele statice după cea a volumului de apă din strat).

In general, orice strat acvifer are atît rezerve statice, cît și rezerve dinamice. In cazuri cu totul particulare, putem avea numai rezerve statice. Aceste sînt reprezentate prin apele de adîncime care și-au pierdut legătura

---

*) După *G. V. Abramov, N. N. Bindeman* și *M. P. Simonov*: „Captări de ape subterane"; studii și proiectări hidrogeologice, Moscova 1950.

cu zonele de alimentare, ca urmare a proceselor geologice noi și care nu au nici căi de scurgere subterane.

Cantitățile de ape subterane constituind rezervele dinamice variază în funcție de alimentarea stratului respectiv, adică de precipitațiile atmosferice, scurgerea superficială, etc. Aceste variații sînt mai mari sau mai mici în funcție de distanța punctului considerat față de zona de alimentare, de permeabilitatea rocilor respective, de caracterul stratului acvifer (freatic sau de adîncime) etc. La stratele freatice, aceste variații sînt în general mult mai mari decît la stratele de adîncime. Din aceste motive este important a se determina atît rezervele dinamice medii, cît și cele maxime, care reprezintă afluxul maxim de apă ce se poate obține dintr-un anumit strat sau complex.

Cantitatea rezervelor statice suferă și ea variații în timp.

La strate freatice sau la strate de adîncime cu nivel liber, aceste variații sînt în funcție de oscilațiile nivelului hidrostatic. Cu cît nivelul apelor subterane crește, cu atît rezervele statice cresc, și invers.

La stratele arteziene (sub presiune) rezervele statice sînt în general constante, deoarece volumul rocii saturate cu apă rămîne constant, indiferent de variația afluxului de apă care circulă prin acest strat.

Determinarea rezervelor subterane de apă este o operație dificilă, deoarece ea este legată de interpretarea datelor obținute în punctele și sectoarele tipice din punct de vedere hidrogeologic, iar rezultatele determinării bogăției în apă a acestor sectoare trebuie să fie extrapolate pentru întreaga structură acviferă.

Pentru stabilirea rezervelor statice se impune cunoașterea capacității de cedare a rocii constituind stratul acvifer, evaluarea volumului său, cît și date de observație asupra oscilațiilor de nivel ale acestor ape pe un timp mai îndelungat.

Pe de altă parte, mărimea rezervelor dinamice „la un moment dat" se stabilește prin extrapolarea rezultatelor obținute din pompările experimentale.

Rezervele dinamice minime și maxime se determină pe baza bilanțului apelor subterane, care, în linii mari, pe o anumită structură acviferă, exprimă afluxul subteran total ca diferență între precipitațiile atmosferice și scurgerea superficială, inclusiv evaporarea.

Adesea nu toate acestea date sînt îndeajuns de detaliat cunoscute, mai ales acelea care necesită un timp mai îndelungat de observații (bilanțul apelor subterane). Lipsa lor poate însă să fie suplinită prin corelații mai mult sau mai puțin aproximative.

II. Aspecte din hidrogeologia zăcămintelor de substanțe minerale utile

In cele ce urmează vom încerca să prezentăm cîteva din particularitățile și problemele principale hidrogeologice ale zăcămintelor de cărbuni, minereuri, și sare din R.P.R.

A. Zăcămintele de cărbuni. Analizînd condițiile hidrogeologice ale zăcămintelor de cărbuni din R.P.R., se constată că din acest punct de vedere se pot preconiza trei tipuri principale de zăcăminte.

Tipul I. Este reprezentat prin zăcămintele de cărbuni care au în acoperișul și culcușul stratelor exploatabile, ape subterane care circulă în roci masive, fisurate sau roci plastice cimentate, fisurate. La aceste zăcăminte studiile hidrogeologice au drept obiectiv determinarea afluxului de ape subterane pe unitatea de extensiune direcțională a structurii, adică pînă la urmă determinarea debitului maxim al apelor ce se pot infiltra în lucrările subterane. Aceste studii care se execută potrivit principiilor și metodelor generale mai înainte expuse, se limitează în general la obținerea elementelor necesare dimensionării instalațiilor de evacuare a apelor infiltrate în mină.

Tipul II. Este reprezentat prin zăcămintele de cărbuni care au în acoperiș sau culcuș, roci carstificate. Ca un exemplu de un asemenea tip de zăcăminte prezentăm pe cele din bazinul carbonifer de la *Anina.*

Din punct de vedere geologic, regiunea *Anina* prezintă o serie de anticlinale și sinclinale dirijate axial NNE—SSV. Caracteristic acestei regiuni este prezența unui brahianticlinat situat pe versantul de V al văii *Anina,* în al cărui ax apare un sîmbure de gresie permiană.

Acest anticlinal separă două largi sinclinale, cel de la E denumit sinclinalul *Colonovît,* iar cel de la V sinclinalul *Brădet.* Pe flancurile anticlinalului apar la zi — acoperind *Permianul* — depozitele *Liasicului inferior* constituit din conglomerate și gresii în care sînt intercalate stratele de cărbuni peste care se succede *Liasicul superior* reprezentat prin șisturi negre argiloase-bituminoase-cărbunoase. *Doggerul* este reprezentat prin marne vinete șistoase în plăci, constituind un depozit impermeabil care izolează *Liasicul inferior* de infiltrațiile din acoperiș. *Malmul* este reprezentat printr-o succesiune de calcare cu intercalații de silicifieri noduloase.

Intregul sistem al *Malmului* este puternic tectonizat, fapt care a permis dezvoltarea unei puternice rețele de carst.

In axul sinclinalelor mai apar și depozite cretacice reprezentate de asemenea prin calcare carstificate.

Datorită faptului că complexul productiv din *Liasicul inferior* se găsește izolat între gresiile permiene din culcuș și marnele *Jurasicului* mediu din acoperiș, la exploatarea *Anina* nu au apărut probleme hidrogeologice importante.

Totuși, menționăm că într-o galerie, situată la cota —147 m (cca 800 m adîncime de la suprafață), care a pătruns în calcarele *Malmului, Doggerul* fiind laminat, s-a constatat o ivire de apă care se găsește la o presiune hidrostatică de 70 at.

Față de regimul de carst în care se găsesc sinclinalele *Brădet* și *Colonovît* și condițiile lor tectonice complexe, este de presupus că, în unele puncte, învelișul impermeabil al *Doggerului* să fie laminat și deci și exploatarea cărbunilor liasici inferiori din aceste sinclinale, la o adîncime corespunzătoare galeriei menționate, va avea de luptat cu apele subterane din carst, a căror presiune va fi echivalentă cu o coloană de apă de cca 700 m.

Din cele expuse rezultă că la acest tip de zăcămînt se pun probleme hidrogeologice foarte dificile, legate pe de o parte de faptul că dezvoltarea rețelei de canale carstice este foarte neregulată și, pe de altă parte, de faptul că golurile carstice permit acumularea unor considerabile rezerve statice de ape subterane.

Dificultățile de ordin hidrogeologic care pot apare la exploatare trebuie puse în legătură cu permeabilitatea rocilor carstificate, care este foarte mare și deci se pot reduce afluxuri imense de apă în timp foarte scurt.

Problemele cele mai importante care trebuie să fie soluționate prin studiile hidrogeologice constau în: stabilirea limitelor extensiunii rețelei de carst, a surselor ei de alimentare, calculul rezervelor statice și dinamice de ape subterane și precizarea punctelor de amplasare a instalațiilor de drenare în vederea scăderii nivelului hidrostatic pînă la o cotă inferioară tălpii exploatării.

Tipul III. Este reprezentat prin zăcăminte de cărbuni care au în acoperiș sau culcuș ape subterane circulînd prin roce clastice neconsolidate, în general reprezentate prin nisipuri, nisipuri prăfoase și, mai rar, pietrișuri mărunte. Acestui tip de zăcăminte îi corespund în general aproape toate zăcămintele de cărbuni dacieni din R.P.R.

Ca exemplu reprezentăm zăcămintele de cărbuni din *Pliocenul getic.*

Aceste zăcăminte se dezvoltă într-o structură monoclinală și au în acoperiș, în zonele în care *Dacianul* nu apare larg la zi, de sus în jos: uneori pietrișuri care aparțin orizontului *Pietrișurilor de Cîndești,* sub care urmează depozitele levantine reprezentate prin marne și argile cu intercalații de nisipuri fine. Urmează apoi nisipuri fine și mărunte cu rare intercalații de argile și argile nisipoase aparținînd *Dacianului.* In culcuş apar nisipuri mărunte şi fine, uneori cu intercalaţii de nisipuri grosiere amestecate cu pietrişuri mărunte şi alteori cu intercalaţii de argile, aparţinînd de asemenea *Dacianului*.

Faţă de litologia acoperişului zăcămîntului reiese că stratele de cărbune sînt situate într-un complex de roci permeabile.

In sectoarele în care stratele productive se găsesc situate la cote superioare bazei locale de eroziune, are loc o drenare intensă a interfluviilor şi deci zăcămintele de cărbuni se găsesc în condiţii hidrogeologice favorabile.

In sectoarele în care stratele de cărbuni se găsesc la cote inferioare bazei locale de eroziune, condiţiile hidrogeologice se modifică total, întrucît prin încetarea oricărei acţiuni de drenare naturală, infiltraţiile din apele superficiale şi precipitaţiile atmosferice se acumulează în rocile permeabile din culcuşul şi acoperişul zăcămîntului. Datorită dispoziţiei monoclinale a *Pliocenului*, stratele acvifere astfel generate capătă presiuni din ce în ce mai accentuate, pe măsura adîncirii orizontului productiv.

In asemenea condiţii naturale, posibilitatea exploatării zăcămîntului este legată de soluţionarea în prealabil a două probleme hidrogeologice fundamentale.

Prima o constituie determinarea afluxului de ape subterane în lucrările miniere. In acest scop, trebuie stabilite rezervele statice şi diamice de ape subterane, pentru a se putea alege soluţia cea mai avantajoasă pentru instalaţia de asecare.

A doua problemă, cea mai dificilă, este legată de prognoza apariţiei borchişurilor (nisipuri curgătoare).

Problema borchişurilor constituie în momentul de faţă una dintre preocupările cele mai de seamă ale specialiştilor în exploatări carbonifere, fapt care a ocazionat recent ţinerea unei consfătuiri speciale consacrată lămuririi ei. Totuşi în această consfătuire problema borchişurilor nu a fost epuizată. Din aceste motive am considerat util ca, faţă de cadrul lucrării de faţă, să facem o prezentare mai amplă a problemelor hidrogeologice legate de apariţia borchişurilor, potrivit celor mai noi date din literatura sovietică.

Se ştie că nisipurile au proprietatea de a putea opune forţelor exterioare, care tind să producă deplasări sau deformări în masa lor, o rezistenţă a cărei valoare este definită de relaţia lui *Coulomb*:

$$\tau = \sigma_r \cdot \mathrm{tg}\ \varphi \qquad (1)$$

în care:

τ este rezistenţa la forfecare a nisipului respectiv;
σ_r — presiunea normală efectivă în punctul considerat (adică presiunea care se dezvoltă între granulele de nisip):
φ — unghiul de frecare internă al nisipului respectiv.

Deoarece:

$$\sigma_r = \sigma_t - \sigma_n \qquad (2)$$

în care:

σ_t este presiunea normală totală în punctul considerat;
σ_n — presiunea neutră în punctul considerat (adică presiunea preluată de apa care saturează porii nisipului);

se poate scrie:

$$\tau = (\sigma_t - \sigma_n) \cdot \mathrm{tg}\ \varphi. \qquad (3)$$

Din relaţia (3) se vede că rezistenţa pe care o opune nisipul la acţiunea forţelor exterioare este direct proporţională cu diferenţa dintre presiunea totală şi presiunea neutră.

Fenomenul de trecere a unui nisip în stare de curgere , adică de manifestare a sa ca borchiş, constă în aceea că nisipul respectiv, saturat cu apă, se transformă într-o masă uşor mobilă, în care pare că a dispărut complet frecarea dintre granule.

Deoarece unghiul de frecare interioară nu poate deveni nici odată egal cu zero, rezultă din (1) şi (3) că, pentru ca acest fenomen să poată avea loc, trebuie ca presiunea efectivă să devină nulă, adică:

$$\sigma_t - \sigma_n = 0. \qquad (4)$$

Această condiţie poate fi realizată pe două căi:

Fie sub efectul direct al presiunii de infiltraţie a apei care circulă prin nisipul respectiv, fie sub efectul indirect al apelor de infiltraţie care umplu porii nisipului prin creşterea instantanee a presiunii neutre şi dispariţia presiunii efective ca urmare a tulburării structurii nisipului aflat într-o stare de afînare avansată.

Cercetătorul sovietic, *Prof. M. N. Goldstein**) a denumit primul caz *„trecerea în stare de curgere prin infiltraţie“*, iar pe cel de al doilea *„trecerea instantanee în stare de curgere“*.

In ceea ce priveşte primul caz menţionăm că dacă vom considera o masă de nisip, avînd volumul granulelor egal cu 1 şi al golurilor egal cu ε (cifra porilor), atunci greutatea volumetrică (greutatea specifică aparentă) a acestui nisip saturat cu apă va fi:

$$\gamma_{ws} = \frac{\gamma_s + \varepsilon\gamma_a}{1 + \varepsilon} \qquad (5)$$

în care:

γ_{ws} este greutatea volumetrică a rocii saturată cu apă;
γ_s — greutatea specifică a particulelor minerale care alcătuiesc nisipul respectiv;
ε — cifra porilor nisipului considerat;
γ_a — greutatea specifică a apei din pori.

Presiunea totală normală la adîncimea *n* va fi dată de greutatea masei de nisip de deasupra, adică:

$$\sigma_t = \gamma_{ws} \cdot h = \frac{\gamma_s + \varepsilon\gamma_a}{1 + \varepsilon}\, h\cdot \qquad (6)$$

La aceeaşi adîncime, presiunea efectivă σ_r va fi dată evident, numai de greutatea particulelor solide, adică:,

$$\sigma_r = \frac{\gamma_s}{1 + \varepsilon}\, h\cdot \qquad (7)$$

şi ţinînd seama de subpresiunea apei (nisipul fiind saturat cu apă, adică inundat)

$$\sigma_r' = \frac{\gamma_s - \gamma_a}{1 + \varepsilon}\, h\cdot \qquad (7')$$

Rezultă deci că presiunea neutră este:

$$\sigma_n = \sigma_t - \sigma_r' = \gamma_a \cdot h. \qquad (8)$$

Adică presiunea neutră, neţinînd seama de mişcarea apei din pori, va fi egală cu greutatea coloanei de lichid.

Dacă în interiorul masei de nisip ar avea loc o circulaţie de apă în sens ascendent, cu un gradient hidraulic *i*, presiunea hidrodinamică a curentului fiind $\gamma_a \cdot i$, presiunea neutră ve creşte devenind:

$$\sigma_n' = (1 + i) \cdot \gamma_a \cdot h. \qquad (9)$$

şi deci presiunea efectivă, ţinînd seama de efectul hidrodinamic al apei de infiltraţie va fi:

$$\sigma_r'' = \sigma_t - \sigma_n' = \frac{\gamma_s + \varepsilon\gamma_a}{1 + \varepsilon}\, h - (1 + i)\,\gamma_a \cdot h. \qquad (10')$$

---

*) M. N. Goldstein: *„Trecerea instantanee a nisipului în stare de curgere“*, Din lucrarea „Problemele Geotehnicei“, Moscova, 1953.

Simplificînd:

$$\sigma_r'' = \left(\frac{\gamma_s - \gamma_a}{1 + \varepsilon} - \gamma_a \cdot i \right) h. \qquad (10)$$

Relația (10) permite să se afirme că pentru o anumită valoare a gradientului hidraulic, denumită gradient critic și egal cu:

$$i_{cr} = \frac{\frac{\gamma_s}{\gamma_a} - 1}{1 + \varepsilon} \qquad (11)$$

presiunea efectivă σ_r'' devine nulă și deci nisipul trece în stare de curgere.

Greutatea specifică a particulelor de nisip (γ_s) variind în general între limite foarte strînse, poate fi apreciată, pentru scopuri practice, ca fiind constantă și egală cu 2,65 g/cm^3.

De asemenea, întrucît $\gamma_a \approx 1$, gradientul critic se poate scrie:

$$i_{cr} = \frac{1{,}65}{1 + \varepsilon} \qquad (11')$$

Cum în general indicele porilor (ε) variază la nisipuri între 0,35 (minim) și 0,9 (maxim), rezultă:

$$i_{cr} = \frac{1{,}65}{1{,}35} + \frac{1{,}65}{1{,}9} = 1{,}22 - 0{,}87 \approx 1$$

$_{cr}$ poate fi considerat în general egal cu 1, ceea ce corespunde la $\varepsilon = 0{,}65$.

Rezultă deci, că ori de cîte ori prin lucrările miniere se atinge un strat de nisip prin care are lor circulația unui curent acvifer cu un gradient mai mare decît gradientul critic, aceasta se va manifesta ca un nisip curgător (borchiș) și va începe să curgă în interiorul lucrărilor miniere. Această curgere are caracter turbulent, în care granulele de nisip curg împreună cu apa din pori, fiind antrenate de aceasta.

Astfel, stratele de nisipuri saturate cu apă, atinse prin lucrările subterane, pot deveni curgătoare și să se manifeste ca borchișuri dacă drenarea lor nu este rațional proiectată și asecarea lor se face în special prin intermediul galeriilor care le ating, producîndu-se astfel în masa de nisip aflată în vecinătatea frontului acestor galerii, curgeri cu gradienți de presiune ridicați, egali sau mai mari decît gradientul critic.

Trebuie menționat că ecuațiile (11) și (11') au fost deduse în ipoteza unui curent subteran cu direcție verticală și sens ascedent. Această ipoteză este valabilă numai în cazul nisipurilor acvifere care apar în culcușul zăcămintelor, adică acelea care sînt deschise și drenate prin talpa galeriilor. In cazul prezenței însă a unor nisipuri acvifre în pereții sau acoperișul lucrărilor subterane, cînd direcția curgerii nu mai este verticală ascendentă, ci în general direcțională pe strat sau chiar descendentă, manifestarea acestor strate ca borchișuri se poate produce chiar la gradienți mai mici, care pot varia după modul deschiderii acestor strate prin lucrările subterane.

O explicație științifică privitoare la cel de al doilea mod de trecere a nisipurilor în stare de curgere, prin așa numita „trecere instantanee în stare de curgere“ a fost dată de *Prof. N. M. Ghersevanov**). Acest autor a arătat că, în cazul cînd datorită anumitor cauze exterioare, structura unui nisip saturat cu apă este modificată, trecînd de la o stare afînată la una mai densă, deoarece apa care saturează porii nu se poate evacua imediat, tulburarea structurii are drept urmare că întreaga sarcină care era transmisă granulelor nisipului este preluată de apă sub forma de presiune neutră. In primul moment după ce acest fenomen s-a produs, presiunea efectivă se anulează, rezistența la tăiere a nisipului dispare [ecuațiile (1) și (3)] și el se transformă în nisip curgător. *Prof. Ghersevanov* a arătat că, dat fiind fenomenul cunoscut că nisipurile afînate se îndeasă la forfecare, producerea unui fenomen de alunecare în nisipuri afînate și saturate cu apă poate conduce la transformarea lor în nisip curgător.

Astfel, la executarea lucrărilor subterane, se poate întîmpla ca, atingîndu-se un strat de nisipuri saturate cu apă, acesta — datorită unei susțineri necorespunzătoare a lucrărilor subterane — să înceapă a aluneca din pereții galeriei în interiorul excavației create; ca urmare a acestui fapt, în zona imediat adiacentă acestei alunecări tulburarea structurii nisipului poate conduce la trecerea sa locală în stare de curgere, ceea ce amplifică enorm alunecarea inițială, ducînd la curgerea unei cantități însemnate de nisip cu apă din peretele galeriei în escavația respectivă.

Față de cele expuse rezultă că din punctul de vedere al exploatărilor miniere, cele mai periculoase sînt borchișurile menționate în primul caz, a căror manifestare se datorește presiunii de infiltrație a apei, deoarece la acestea întreaga masă de nisip, prin care are loc curgerea cu un gradient hidraulic egal sau mai mare decît cel critic, devine curgătoare și se menține ca atare pînă cînd gradientul scade, devenind mai mic decît cel critic.

In ceea ce privește cel de al doilea caz *„trecerea instantanee în stare de curgere“*, așa cum au arătat cercetările sovietice cele mai recente*) ea nu se poate produce simultan în toată masa nisipului decît numai în cazul unei acțiuni dinamice asupra întregii mase (cutremure puternice, etc).

Acest fel de manifestare a borchișului nu apare decît local și nu poate duce la trecerea concomitentă a întregii mase în stare de curgere. Prin urmare, manifestarea unui asemenea borchiș în lucrările miniere, constituie un accident care încetează scurt timp după ce s-a produs. De asemenea, acest din urmă proces, are un caracter periculos numai cînd diferența dintre porozitatea inițială a nisipului și porozitatea sa critică (adică aceea la care se produce forfecarea sa) este suficient de mare. Or, cum nisipurile din culcușul și acoperișul zăcămintelor de cărbuni sînt de cele mai adeseori destul de îndesate, ca urmare a sarcinei geologice importante (greutatea maselor de roci din acoperiș), acest din urmă fenomen este mai puțin de temut decît primul.

Se poate deci afirma că dacă prevenirea producerii unui borchiș prin „trecerea instantanee în stare de curgere“ este în condițiile unei exploatări miniere greu de realizat, prevenirea producerii sale prin acțiunea hidrodinamică a infiltrațiilor este posibilă, în cazul cînd condițiile hidrogeologice ale zăcămintelor sînt bine studiate și dacă asecarea acestor nisipuri este rațional proiectată, în sensul ca să nu se creeze artificial gradienți mai mari decît gradientul critic.

Sub acest aspect este foarte important ca studiile hidrogeologice pentru zăcămintele de cărbuni, la care se prevede posibilitatea producerii de manifestări de nisipuri curgătoare, să fie executate cu toată amănunțimea posibilă, lucrările de asecare să fie corect proiectate, iar asecarea nisipurilor să se facă înainte de executarea lucrărilor subterane. Prin îndeplinirea acestei din urmă condiții se realizează o evacuare a majorității rezervelor statice de ape subterane, rămînind ca în timpul săpării lucrărilor subterane în nisipurile acvifere să se evacueze numai rezervele dinamice. In acest caz, în faza executării lucrărilor subterane, debitul evacuat va fi mai mic și în consecință gradienții hidraulici vor fi mai mici, fiind posibil a se realiza condiţia de a nu se atinge gradientul critic.

---

*) N. M. Ghersevanov: *„Bazele dinamicii masei de pămînt“*, 1937.

*) M. N. Goldstein *op. cit.*

Ca ilustrare a consideraţiilor teoretice mai înainte expuse, vom prezenta o aplicaţie practică privind prevenirea manifestării borchişurilor sub acţiunea infiltraţiilor:

Intr-o regiune în care urmează a se săpa un puţ de extracţie circular cu diametrul de 5 m, studiile hidrogeologice au pus în evidenţă existenţa unui strat de nisipuri mijlocii şi fine necoezive, acvifere, gros de 10 m, ale cărui caracteristici hidrogeologice au fost stabilite prin încercări experimentale pe teren şi determinări de laborator, obţinîndu-se următoarele valori:

— Acoperişul stratului acvier la adîncimea de 150 m.

— Patul stratului acvifer la adîncimea 160 m.

— Nivelul hidrostatic este ascendent şi se găseşte situat la adîncimea de 100 m.

— K (coeficientul de infiltraţie) $= 15$ m/zi $= 1{,}74 \cdot 10^{-4}$ m/s.

— γ_s (greutatea specifică a nisipului) $= 2{,}67$ g/cm^3

— ε (cifra porilor nisipului) $= 0{,}61$.

Se pune problema stabilirii pericolului de manifestare a stratului respectiv ca borchiş şi recomandarea măsurilor necesare pentru a preîntîmpina acest inconvenient.

Metoda cea mai simplă şi economică de străbatere cu puţul a stratului de nisipuri acvifere ar fi prin epuismente executate direct din puţ. Din acest motiv se va examina în primul rînd dacă această metodă este aplicabilă.

Pentru aceasta se va calcula gradientul critic al stratului respectiv şi-l vom compara cu valoarea gradientului în cele două situaţii extreme în care se va găsi deschiderea stratului acvifer respectiv.

a) cînd puţul a atins baza acoperişului stratului acvifer şi deci a deschis acest strat prin talpa sa;

b) cînd puţul a atins patul stratului acvifer, adică a străbătut complet acest strat.

1. *Calculul gradientului critic al stratului acvifer.* Gradientul critic este dat de formula (11):

$$i_{cr} = \frac{\frac{\gamma_s}{\gamma_a} - 1}{1 + \varepsilon} = \frac{2{,}67 - 1}{1{,}61} \approx 1. \tag{12}$$

2. *Calculul gradientului în cazul a.* (Puţul a deschis stratul prin talpa sa). Debitul puţului alimentat prin talpă este dat de relaţia cunoscută:

$$Q = 2\, d\, s\, K, \tag{13}$$

în care:

d este diametrul puţului;

s — scăderea nivelului hidrostatic (distanţa de la nivelul hidrostatic la nivelul hidrodinamic).

Viteza aparentă (de infiltraţie) a apei în puţ este:

$$V = K \cdot i = \frac{Q}{\frac{\pi d^2}{4}}. \tag{14}$$

Inlocuind valoarea lui Q dată de (13) obţinem:

$$K \cdot i = \frac{8 \cdot d \cdot K \cdot s}{\pi d^2} \tag{15}$$

adică:

$$i = \frac{8 \cdot s}{\pi \cdot d}. \tag{16}$$

Pentru a menţine puţul sec este necesară o denivelare $s = 50$ m, de la adîncimea 150—100 m, deci:

$$i = \frac{8 \cdot 50}{3{,}14 \cdot 5} \approx 25{,}4 \gg i_{cr} \tag{17}$$

3. *Calculul gradientului în cazul b.* (Puţul a străbătut stratul acvifer, ajungînd la patul impermeabil al acestuia). Debitul puţului alimentat prin pereţii laterali (puţul perfect în stratul artezian) este dat de relaţia:

$$Q = \frac{2 \pi K M s}{\ln \frac{R}{r}} \tag{18}$$

în care Q, K şi s au semnificaţiile menţionate anterior; M — grosimea stratului acvifer; R — raza de influenţă a puţului; r — raza puţului de extracţie.

Viteza de infiltraţie este:

$$V = K \cdot i = \frac{Q}{\pi \cdot d \cdot M} \tag{19}$$

Inlocuind pe Q prin expresia sa din (18) rezultă:

$$K \cdot i = \frac{2 \cdot K \cdot s}{d \cdot \ln \frac{R}{r}} \tag{20}$$

adică:

$$i = \frac{2\, S}{d \cdot \ln \frac{R}{r}} = \frac{S}{r \cdot \ln \frac{R}{r}}. \tag{21}$$

In acest caz denivelarea s este egală cu 60 m, de la adîncimea 160—100 m, iar R poate fi determinat cu suficientă aproximaţie prin relaţia (Kusachim):

$$R = 575\, s \sqrt{H \cdot K} = 575 \cdot 60 \sqrt{60 \cdot 1{,}74 \cdot 10^{-4}} \approx 3\,500 \text{ m} \tag{22}$$

(In această relaţie $s =$ m, $H =$ m, $K =$ m/s).

Rezultă deci:

$$i = \frac{60}{2{,}5 \ln \frac{3\,500}{2{,}5}} = \frac{60}{2.5 \times 2{,}3 \log 1\,400} \approx 3{,}3 > i_{cr}. \tag{23}$$

Pe baza valorilor stabilite, în cazul exemplului dat, se constată că nu se poate face străbaterea nisipului acvifer cu asecarea sa prin epuismente executate direct din puţ.

Posibilitatea prevenirii manifestării borchişurilor la săparea puţului de extracţie apare deci condiţionată de necesitatea executării în prealabil a unui număr suficient de foraje de asecare (sau alte lucrări) în jurul acestui puţ, pentru coborîrea nivelului hidrostatic. Fără a intra în detaliile de proiectare ale unei asemenea instalaţii, vom încerca să stabilim numai care este scăderea nivelului hidrostatic care trebuie să se realizeze în prealabil în zona puţului, cu instalaţia de asecare.

Această scădere necesară a nivelului hidrostatic se va calcula din diferenţa dintre denivelarea maximă ($s = 50$ m) şi denivelarea care poate fi obţinută prin pomparea directă din puţ fără pericolul manifestării nisipurilor ca borchiş.

In acest scop trebuie ca gradientul corespunzător vitezei de intrare a apei în puţ să fie mai mic decît gradientul critic. Pentru aceasta vom admite un gradient maxim admisibil de $i = 0{,}9$, mai mic decît gradientul critic egal cu 1 al stratului acvifer, calculat cu ecuaţia (12).

Astfel, în cazul *a* (puţul *a* deschis stratul prin talpa sa), conform ecuaţiei (16) se poate scrie:

$$s = \frac{\pi \cdot d \cdot i}{8} = \frac{3{,}14 \cdot 5 \cdot 0{,}9}{8} \approx 1{,}75 \text{ m}. \tag{24}$$

In cazul *b* (puţul a străbătut stratul acvifer ajungînd la talpa acestuia), conform ecuaţiei (21) avem:

$$s = r\cdot i\cdot \ln\frac{R}{r} = 2\cdot 3\cdot r\cdot i\lg\frac{R}{r} = 2\cdot 3\cdot 2{,}5\cdot 0{,}9\cdot 3{,}146 = 14{,}6\text{ m}.$$

Rezultă deci că:

Dacă nivelul hidrostatic va fi coborît prin intermediul instalaţiei de drenare exterioară cu 50—1,75=48,25 m înainte de atingerea stratului acvifer cu talpa puţului, săparea acestuia prin stratul de nisipuri acvifere se va putea face în condiţii lesnicioase, stratul de nisip fiind stabil.

Dacă nivelul hidrostatic va fi coborît prin intermediul instalaţiei de drenare exterioară, înainte de atingerea stratului acvifer cu talpa puţului (cu 50—14,6=35,4 m), atunci la atingerea stratului de nisip acesta se va manifesta ca borchiş. In acest din urmă caz însă, nu va deveni curgător decît un mic volum din masa stratului de nisip şi anume acela de sub talpa puţului, adică tocmai nisipul care trebuie excavat. Nisipul din strat situat în afara pereţilor viitorului puţ va fi stabil şi deci fenomenul nu prezintă nici un pericol. Bineînţeles că trebuie luate măsuri de sprijinire ca pereţii să nu se năruie datorită lipsei de coeziune a nisipului.

In consecinţă este suficient a se executa o instalaţie de asecare care să producă o scădere a nivelului hidrostatic de 35,4 m, urmînd ca infiltraţiile reduse care se vor mai produce în puţ (corespunzătoare unei denivelări de 14,6 m) să fie evacuată cu pompe direct din săpătură.

Trebuie observat însă că dacă instalaţia de asecare ar produce o denivelare mai mică de 35,4 m a nivelului hidrostatic, zona de manifestare a gradienţilor mai mari decît cei critici se va extinde de la pereţii puţului în interiorul stratului şi nisipul devenind curgător în toată această zonă stabilitatea pereţilor ar fi periclitată, iar săparea puţului îngreunată.

Din rezultatele obţinute prin exemplul arătat, se pot trage următoarele concluzii de ordin general:

1. Este de aşteptat existenţa unor valori mult mai mari ale gradientului hidraulic la deschiderea stratului acvifer [ecuaţia (16)], decît după ce acesta a fost străbătut [ecuaţia (21)]. Prin urmare manifestarea unui strat acvifer ca borchiş este mult mai periculoasă în momentul atingerii acoperişului său cu talpa puţului, decît după ce el a fost străbătut de puţ.

2. Valoarea gradientului hidraulic, deci pericolul de manifestare a stratului ca borchiş variază direct proporţional cu presiunea de strat a orizontului acvifer respectiv *) şi invers proporţional cu diametrul puţului [ecuaţiile (16) şi (21)] şi ea nu depinde de permeabilitatea stratului.

Faţă de faptul că gradientul (i) are valoarea maximă în momentul atingerii stratului de nisip acvifer cu talpa puţului şi el scade pe măsura pătrunderii puţului în strat, este posibil ca în unele cazuri anumite strate de nisip să se manifeste ca borchişuri cînd sînt atinse prin escavaţii subterane, dar imediat ce aceste lucrări pătrund mai adînc în interiorul stratului, manifestarea lor ca borchiş să înceteze.

B. **Zăcămintele de minereuri.** Din punct de vedere hidrogeologic se pot deosebi trei tipuri de zăcăminte de minereuri:

1. Zăcămintele acumulate în depozite sedimentare.
2. Zăcămintele care au în acoperiş şi culcuş roci eruptive sau metamorfice slab fisurate.
3. Zăcămintele care au în acoperiş şi culcuş roci eruptive sau metamorfice puternic fisurate.

Primele tipuri de astfel de zăcăminte nu au fost îndeajuns studiate în ţara noastră, iar cel de al doilea tip nu pune, în cazul cel mai defavorabil, alte probleme hidrogeologice decît cele expuse la tipul 1 de zăcăminte de cărbuni.

Din acest motiv vom examina în cele ce urmează numai tipul 3, în care scop vom face o prezentare hidrogeologică a zăcămîntului de minereuri de fier, în parte exploatat la zi, de la *Teliuc*.

In alcătuirea geologică a zonei *Teliuc* intră o serie metamorfică de vîrstă precambriană sau paleozoică, depozite tortoniene, depozite pliocene şi depozite cuaternare.

Seria metamorfică dintre limitele acestei zone este reprezentată la bază printr-un complex de calcare dolomitice peste care urmează un complex inferior de şisturi clorito-sericito-cuarţitice acoperite de calcare dolomitice-ankeritice. Seria metamorfică se încheie printr-un complex superior de şisturi clorito-sericito-cuarţitice.

Tortonianul este reprezentat prin marne şi argile nisipoase, alcătuind un pachet gros depus transgresiv peste fundamentul cristalin.

Pliocenul este reprezentat prin strate groase de nisipuri cu intercalaţii subţiri de pietrişuri.

Cuaternarul este reprezentat prin pietrişuri de terasă şi luncă, cît şi prin depozite deluviale.

Structural, zăcămîntul se găseşte prins într-un sinclinal dirijat axial E-V cu flancul sudic faliat.

Exploatarea la zi a zăcămîntului se găseşte prins într-un sinclinal dirijat axial E-V cu flancul sudic faliat.

Exploatarea la zi a zăcămîntului a fost determinată de faptul că calcarele ankeritice au fost puse la zi prin acţiunea de eroziune a rîului Cerna.

Din punct de vedere hidrogeologic observăm că depozitele tortoniene şi pliocene se găsesc situate deasupra bazei de eroziune şi prin urmare eventualele afluxuri de apă circulînd în aceste depozite pot fi evacuate prin drenare.

Problemele hidrogeologice principale ale acestui zăcămînt sînt determinate de necesitatea cunoaşterii posibilităţilor de infiltrare a apelor rîului Cerna, cît şi a apelor de adîncime din calcarele dolomitice de la baza seriei metamorfice.

In ceea ce priveşte posibilităţile de infiltrare în exploatarea la zi a apelor superficiale, menţionăm că acestea ar putea avea loc pe două căi: prima în mod nemijlocit prin fisurile complexului superior de şisturi clorito-sericito-cuarţitice şi a doua prin intermediul aluviunilor din lunca rîului Cerna. Remarcăm însă că infiltraţiile nemijlocite prin fisurile complexului menţionat, nu pot să pericliteze exploatarea la zi, dat fiind faptul că asemenea infiltraţii nu au fost semnalate într-o galerie săpată la cca 8 m sub nivelul talvegului rîului Cerna, iar debitul total al infiltraţiilor care pătrund pe această cale în exploatarea la zi este neînsemnat.

Infiltraţiile apelor superficiale prin aluviunile luncii devin importante numai în cazul viiturilor mari ale Cernei, întrucît digul exploatării la zi fiind aşezat peste aceste aluviuni, constituie în fapt un obstacol permeabil.

Privitor la apele de adîncime, este de menţionat că acestea circulă în calcarele dolomitice de la baza seriei metamorfice sub o însemnată presiune de strat. Faptul că nivelul lor hidrostatic are o cotă mult superioară tălpii exploatării la zi, impune o deosebită atenţie la studiul acestora.

Referitor la aceste ape de adîncime, care au fost puse în evidenţă printr-un foraj executat în incinta exploatării la zi, s-ar putea afirma că ele trebuie să circule sub un regim de carst prezumat pe considerentul prezentării unui debit artezian însemnat, cît şi a existenţei unui conţinut relativ ridicat în CO_2 liber. Pe de altă parte pare probabil că zona lor de alimentare trebuie să fie situată la o distanţă apreciabilă de mina Teliuc, dată fiind temperatura lor mult mai ridicată decît a apelor rîului şi a apelor freatice.

---

*) De fapt variază proporţional cu denivelarea s. Cum însă în cazul examinat s a fost considerat ca diferenţă a cotei nivelului hidrostatic faţă de acoperişul sau talpa stratului, el reprezintă aci tocmai presiunea de strat.

Faţă de cele expuse, rezultă că zăcămîntul de minereu de fier de la Teliuc se găseşte izolat între două ecrane impermeabile, reprezentate prin complexele inferioare şi superioare de şisturi clorito-sericito-cuarţitice.

Studiile hidrogeologice trebuie deci să aibă ca obiectiv principal obţinerea de date privitoare la posibilităţile maxime de deversare în exploatarea la zi a apelor superficiale infiltrate prin aluviuni, cît şi asupra precizării structurii acvifere a calcarelor dolomitice de la baza seriei metamorfice, în scopul evitării atingerii acestui orizont prin exploatare.

C. **Zăcăminte de sare.** In cele ce urmează vom prezenta cîteva din aspectele condiţiilor hidrogeologice ale masivelor de sare. Din punct de vedere general se poate afirma un adevăr elementar în sensul că fără existenţa unor condiţii hidrogeologice favorabile nu ar fi fost posibilă conservarea unor depozite foarte solubile, într-un timp geologic îndelungat. Factorii care contribue la asigurarea acestor condiţii favorabile sînt: învelişul impermeabil al sării (argila sării) şi porozitatea redusă a acestei roce.

Această situaţie naturală se reflectă în faptul că la deschiderea exploatării unui masiv de sare nu s-au întîlnit nici odată, între limitele extinderii acestuia, viituri de ape sau măcar infiltraţii de oarecare importanţă.

Faţă de aceste consideraţii trebuie să admitem că un masiv de sare nu poate să fie degradat sub acţiunea agenţilor naturali decît eventual sub aspectul îndepărtării treptate, într-un interval geologic, a zonei periferice supuse acestei acţiuni.

Intr-adevăr îndepărtarea învelişului impermeabil şi eroziunea acoperişului masivului diapir de la *Ocna Mureş* de către apele rîului *Mureş*, prezenţa peste acest acoperiş a unui strat freatic dulce, continuu reînoit prin circulaţie timp de multe mii de ani, cît şi dispoziţia aproape verticală a stratelor de sare care ar fi putut contribui la accesul infiltraţiilor prin planele de separaţie ale acestor strate, nu au modificat în nici un fel caracterele hidrogeologice iniţiale din interiorul masivului.

De asemenea nici acţiunea de eroziune de flanc a masivului de sare de la *Slănic*, exercitată de apele pîrîului cu acelaşi nume, nu a modificat condiţiile naturale ale acestui masiv.

Prin urmare se poate afirma că degradarea prin inundare a zăcămintelor de sare constituie o consecinţă a modificării situaţiei hidrogeologice naturale prin procesul de exploatare.

Din acest punct de vedere observăm că asemenea degradări au avut loc datorită necunoaşterii condiţiilor hidrogeologice ale depozitelor care se găsesc în contact cu masivul de sare.

Astfel, prin avansarea exploatării pînă în aceste depozite, s-au manifestat viituri de ape din culcuşul masivului de sare, la *Ocna Dej*, sau din flancurile acestuia, la *Ocna-Şugatag* şi la *Doftana*.

Un caz hidrogeologic interesant îl constituie inundarea vechilor exploatări de la *Ocna-Mureş* prin acoperişul masivului şi pe care îl vom examina în cele ce urmează.

In axa anticlinalului *Ocna-Mureş — Spînlaca*, alcătuit din marne tortoniene şi marne cu intercalaţii subţiri de gresii sarmaţiene, se dezvoltă la *Ocna-Mureş* un masiv de sare cu caracter diapir. Acest masiv are o formă cilindrică cu secţiunea ovoidală orientată N-S. Sarea prezintă o structură cristalină, grăunţoasă, compactă şi clivajul cubic. Datorită unei alternanţe de pături albe-translucide şi de pături cenuşii de sare, cutele multiple şi variate ale masivului sînt bine puse în evidenţă în aflorimente, galerii şi camerele de exploatare.

La limita acestui masiv poate fi observată brecia sării constituită din argile cenuşii negricioase cu eflorescenţe saline.

Raporturile dintre masivul menţionat şi *Tortonian* pot fi considerate sub aspectul resfrîngerii bilaterale a sării care împrumută acesteia forma unei ciuperci. Această resfrîngere are loc pe cca 50 m şi constituie cauza conformării gîtuite a masivului între adîncimile 60—130 m.

Regiunea *Ocna-Mureş* a fost puternic erodată de rîul *Mureş*, care şi-a săpat lunca în zona masivului de sare, peste care a acumulat un depozit gros de pietrişuri cu nisipuri.

Din punct de vedere hidrogeologic se poate afirma — în raport cu litologia depozitelor miocene reprezentate prin marne şi argile cu intercalaţii subţiri de gresii — că nu este de aşteptat existenţa unor strate acvifere de oarecare însemnătate în culcuşul şi în flancurile acestui masiv de sare.

In depozitele cuaternare psefitice din acoperişul masivului circulă un puternic curent subteran al cărui nivel hidrostatic este comandat de următorii factori:

— Mărimea afluxului din infiltraţiile provenite din drenarea teraselor şi deluviilor limitrofe luncii.

— Mărimea afluxului din infiltraţiile precipitaţiilor atmosferice.

— Cota apelor Mureşului.

Pentru prevenirea infiltraţiilor de apă în minele vechi şi cele mai noi s-a preconizat ca măsuri asiguratorii: construirea unui dren, pe cea mai mare parte a periferiei masivului, în vederea evacuării apelor freatice din acoperişul acestuia, precum şi prevederea unui ecran impermeabil reprezentat printr-un tavan gros de 40—60 m.

Privitor la eficacitatea acestor măsuri, fără a ne preocupa de influenţe accidentale, este de observat în primul rînd că evacuarea apelor freatice din acoperişul masivului, prin drenul menţionat, nu a fost posibil să se facă complet, nici chiar în perioadele secetoase, cota acestui acoperiş fiind în general inferioară cotei talvegului apelor *Mureşului*.

In ceea ce priveşte tavanul de sare al vechilor exploatări, se constată actualmente că acesta este ciuruit de un număr considerabil de doline. Apariţia acestor doline nu poate fi explicată decît prin admiterea dezvoltării unui proces de infiltraţii gravitaţionale a apelor din acoperiş prin tavanul de sare.

Concluzia mai înainte expusă, privitoare la comportarea sării ca material impermeabil, rămîne valabilă numai în cadrul unui masiv ale cărui condiţii naturale nu au fost turburate.

Este însă de presupus că odată cu crearea unor excavaţii în interiorul unui masiv care vine în contact cu un strat acvifer, se declanşează un proces de infiltraţie prin spaţiile capilare ale sării. Sub acţiunea drenantă a acestor excavaţii are loc — în faza incipientă a proceselor de infiltraţie — o circulaţie gravitaţională foarte lentă a unei soluţii saturate. Faza de maturitate a evoluţiei acestui proces este ilustrată la *Ocna Mureş* în zona vechilor exploatări, pe de o parte prin prăbuşirile circulare sau ovale ale aluviunilor care pun morfologic în evidenţă lărgirea pîlniilor de infiltraţie a dolinelor, iar pe de altă parte prin fisurile din tavanul camerelor inundate, puse în evidenţă prin pătrunderea apei infiltrate în aceste excavaţii sub formă de picături dispersate.

Din cele expuse reiese că sarea nu se comportă ca o rocă impermeabilă în condiţii de exploatare. Astfel, în cazul cînd un strat de apă dulce superficial sau subteran vine în contact nemijlocit cu acoperişul sau cu flancul unui masiv, prezenţa unor excavaţii situate sub nivelul acestui strat, conduce inevitabil la inundarea exploatării într-un timp care este în funcţie: de grosimea peretelui despărţitor, de caracterul litologic şi tectonic al masivului, precum şi de structura şi textura petrografică a sării.

Pare probabil că asemenea consecinţe pot să se manifeste şi la camerele de exploatare situate deasupra unui asemenea strat acvifer în cazul cînd nivelul său hidrostatic depăşeşte cota acestor camere. Studiile hidrogeologice pentru deschiderea de noi mine de sare trebuie deci să stabilească cu amănunţime condiţiile hidrogeologice din acoperişul, flancurile şi culcuşul masivului de sare.

Lucrările de explorare geologică şi hidrogeologică trebuie să evite rănirea mantalei impermeabile a sării, iar cînd această cerinţă nu se poate îndeplini, găurile de foraj trebuie să fie bine cimentate.

★

Din succinta prezentare a principiilor care trebuie să stea la baza studiilor hidrogeologice miniere, ţinînd seama şi de aspectul general al condiţiilor geologice în care se găsesc diversele tipuri de zăcăminte din R.P.R., se pot desprinde următoarele concluzii:

Elaborarea proiectelor de exploatare raţională a zăcămintelor trebuie să se întemeieze pe cunoaşterea detaliată a condiţiilor hidrogeologice naturale şi pe prognoza evoluţiei lor în condiţiile create de viitoarea exploatare.

Deoarece însă în condiţii geologice complexe cunoaşterea situaţiei hidrogeologice pînă în cele mai mici amănunte, aşa cum ar fi necesar, este practic imposibilă prin faptul că ar necesita lucrări de studii mult prea costisitoare, prognoza proceselor hidrogeologice determinate de exploatare va avea un anumit grad de aproximaţie. Această situaţie conduce la faptul că problemele hidrogeologice miniere nu se epuizează odată cu elaborarea studiilor în vederea proiectării construcţiilor pentru deschiderea de noi mine.

Controlul hidrogeologic trebuie să continue atît în etapa de deschidere a zăcămîntului, cît şi în etapa de exploatare a acestuia.

Faţă de experienţa acumulată pînă în prezent se poate afirma că pentru exploatările miniere în condiţii hidrogeologice complexe (borchişuri, depozite cu fenomene de carst, etc.), trebuie să se prevadă un control permanent printr-un hidrogeolog de exploatare.

Experimentarea împuşcării cu întîrziere de milisecunde în exploatările miniere din R. P. R.

Ing. O. Dascăl

In cadrul acordurilor de colaborare tehnico-ştiinţifică dintre republicile de democraţie populară, în luna ianuarie-februarie 1956 ţara noastră a fost vizitată de o delegaţie de specialişti în problemele de împuşcare din R.P.U.

Delegaţia condusă de tov. ing. Kota Iosif, directorul Institutului de Cercetări pentru probleme de împuşcare de la Tatabanya R.P.U. a efectuat o serie de experienţe în vederea introducerii şi în ţara noastră a procedeului de împuşcare cu întîrzieri de milisecunde. Experienţele au fost efectuate la exploatările carbonifere Petrila şi Filipeşti de Pădure, şi la exploatările de minereuri de la Petre Gheorghe şi Baia Sprie, precum şi la salina Slănic.

In cadrul acestui schimb de experienţă, delegaţia maghiară a experimentat atît procedeul de împuşcare cu întîrzieri de milisecundă propriu zis, cît şi o serie de îmbunătăţiri ale operaţiilor de împuşcare obişnuite. Astfel, delegaţia maghiară şi-a împărtăşit experienţa lor, inginerilor şi tehnicienilor noştri minieri, privind mărirea eficacităţii exploziei, reducerea cantităţii de fum şi gaze toxice rezultate în urma exploziei, reducerea consumului de exploziv etc.

In cele ce urmează se prezintă o scurtă dare de seamă asupra acestor experienţe, după expunerile făcute de tov. ing. Kota în faţa inginerilor membri ai ASIT-ului la Petroşani, Baia Mare şi Bucureşti.

Delegaţia maghiară, compusă din: Ing. Kota I., director al Institutului de Cercetări pentru probleme de împuşcare de la Tatabanya R.P.U.; Ing. Kiss D., şef de sector, chimist specialist în probleme de explozivi; Dorombozy B. tehnician electro-mecanic; Iakovetz I., artificier; Keindl I., artificier, a efectuat încercări de împuşcare cu procedeul de întîrziere de milisecunde la exploatările noastre miniere.

Incercările efectuate s-au referit asupra noului procedeu propriu zis, cît şi asupra îmbunătăţirii tehnicii actuale a operaţiilor de împuşcare.

★

Analizînd posibilităţile de perfecţionare a tehnicii actuale a lucrărilor de împuşcare, trebuie luate în consideraţie patru căi şi anume:

1. Mărirea gradului de eficacitate a explozilor, ţinîndu-se seama de faptul că astăzi numai circa 3—7% din energia materialului exploziv este utilizată pentru lucru mecanic util.

2. Reducerea numărului de găuri de mină avîndu-se în vedere faptul că la operaţiile de împuşcare materialul exploziv necesar ruperii, se repartizează în mai multe găuri de mină, perforarea găurilor reprezentînd în cazul rocilor tari, cheltuieli de energie şi timp importante.

3. Realizarea unei repartizări mai judicioase a efectului explozivului în spaţiul dintre găuri.

Efectul exploziei nu se repartizează în mod uniform în zona din jurul găurii de mină. In imediata apropiere a găurii de mină, roca este complect distrusă, iar pe măsura îndepărtării de gaură, roca este ruptă în bucăți din ce în ce mai mari. Dimensiunile însă apreciabile ale acestor bucăți cauzează dificultăți serioase în special la operația de încărcare.

4. Eliminarea gazelor toxice și a fumului produs în urma operației de împușcare.

Redăm mai jos o analiză a ultimelor realizări obținute în domeniile arătate mai sus, de tehnica mondială, reprezentînd linia de progres în operațiile de împușcare.

I. Explozia și detonația

Din punct de vedere chimic substanțele explozive sînt caracterizate prin faptul că nu necesită aer pentru arderea lor, oxigenul fiind inclus în compoziția lor. Din punct de vedere termo-chimic substanțele explozive reprezintă sisteme de echilibru labil, fenomenul de explozie nereprezentînd altceva decît o rearanjare a moleculelor într-un sistem chimic mai stabil. In cazul unei explozii perfecte se obține echilibrul cel mai stabil al sistemului, pe cînd în cazul unei explozii imperfecte, pe lîngă faptul că sistemul rezultat rămîne într-un echilibru nestabil, o parte din energia explozivului rămîne în substanțele rezultate în urma exploziei.

Explozivii deflagranți, ard pornind de la suprafața granulelor spre interiorul lor, astfel încît cantitatea de substanță arsă în unitatea de timp este funcție de suprafața specifică a granulelor. Explozivii constituiți din granule mici ard mai repede, pe cînd în cazul explozivilor constituiți din granule mai mari arderea se produce mai încet.

Viteza liniară de propagare a arderii în cazul acestor explozivi depinde de presiunea existentă în spațiul de explozie. Deci viteza de ardere va fi cu atît mai mare cu cît încărcătura va fi îndesată într-un spațiu mai redus.

Viteza de transformare (ardere) a explozivilor detonanți este independentă de presiunea sau de volumul spațiului de explozie. Detonația este produsă de unda de presiune (șoc) ce trece prin încărcătură și nu de arderea fiecărei granule în parte.

Astfel, pe cînd în cazul deflagrației putem vorbi despre arderea separată a fiecărei granule, viteza de ardere depinzînd de volumul spațiului de ardere, în cazul detonației, explozia este produsă de un singur front de undă care traversează materialul.

Fenomenul de detonație poate fi explicat prin diverse teorii: teoria cinetică-moleculară și teoria hidrodinamică. Dintre aceste teorii, teoria hidrodinamică este cea acceptată în general.

In baza teoriei hidrodinamice, toate reacțiile se petrec în planul frontului de undă ce străbate explozivul. In zonele posterioare se pot produce numai reacțiile datorite răcirii. Conform acestei teorii viteza de reacție cinetică este totdeauna mai mică decît viteza de detonație.

Conform teoriei hidrodinamice spațiul de detonație se împarte în mai multe zone: de șoc, zona de reacție și zona în care produsele de explozie (gazele) ajung în stare de echilibru (fig. 1).

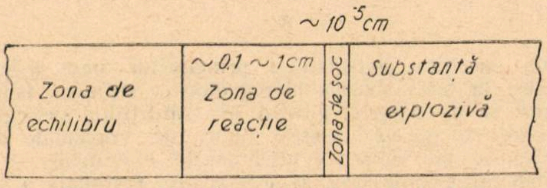


Fig. 1. Zonele spațiului de detonație.

Procesul este inițiat de unda de șoc care produce descompunerea parțială a moleculelor, transformările chimice complete efectuîndu-se în zona de reacție. In zona produselor de explozie domnește de acum echilibrul termo-chimic complet.

Cele expuse mai sus sînt valabile numai pentru substanțele explozive omogene (formate numai dintr-o singură substanță), în cazul explozivilor formați dintr-un amestec de substanțe explozive (dinamită, astralită, etc.) detonația este urmată întotdeauna de deflagrație.

In general, explozivii utilizați în operațiile de împușcare din subteran, reprezintă un amestec de substanțe explozive (azotat de amoniu, nitroglicerină etc.) și o serie de materiale inerte, lipsite de oxigen (făină de lemn, praf de cărbune etc).

Amestecul în general este astfel alcătuit încît bilanțul în oxigen să asigure o ardere perfectă a tuturor componenților.

Fenomenele chimice care au loc în masa substanței se pot împărți în două faze: în prima fază se produce descompunerea substanțelor primare (nitroglicerina, azotat de amoniu etc.) eliberînd în același timp și o cantitate suficientă de oxigen spre a asigura în cea de a doua fază arderea completă a substanțelor secundare (făina de lemn, praf de cărbune etc.).

Admițînd teoria hidrodinamică a detonanței se pune întrebarea cît timp se află diferite granule ale explozivului în zona de detonație și dacă acest timp este suficient pentru a se produce arderea completă a făinei de lemn, praf de cărbune, etc. sau cu alte cuvinte cît de mare trebuie să fie lățimea zonei de reacție, ca toate transformările chimice să poată avea loc în mod complet?

La întrebarea de mai sus este foarte greu de răspuns. In orice caz, cu cît granulele sînt mai mari, timpul necesar arderii este cu atît mai mare. După trecerea undei de şoc, timpul în care se produce eliberarea energiei creşte odată cu creşterea dimensiunilor granulelor substanţelor secundare.

Rezultă, deci că şi în cazul explozivilor brizanţi, caracteristicile morfologice influenţează asupra timpului de eliberare a energiei şi implicit şi asupra lucrului mecanic al gazelor rezultate în urma exploziei.

Timpul necesar arderii complete este în funcţie şi de temperatura şi presiunea ce domneşte în spaţiul de explozie. Ca toate particulele materialului secundar să poată arde complet, este necesar ca într-o perioadă anumită, în spaţiul de explozie să domnească o anumită temperatură şi presiune. Dacă această perioadă (durată de timp) nu poate fi realizată (buraj rău) gazele expandînd prea rapid nu pot asigura arderea particulelor secundare.

Din cele expuse mai sus se pot trage următoarele concluzii :

1. In cazul explozivilor obişnuiţi (amestec de diverse substanţe), perioada de eliberare a energiei — şi deci brizanţa — depinde de dimesiunile granulelor şi în special ale granulelor materialelor secundare.

2. La acelaşi exploziv durata de eliberare a energiei depinde în mare parte de temperatura şi presiunea ce domnesc în spaţiul de explozie. Mărind spaţiul de explozie (prin lăsarea unui spaţiu fie între cartuşe, fie între cartuşe şi buraj) arderea materialelor secundare va fi mai lentă. Aceasta poate fi explicaţia influenţei negative a spaţiului rămas la burare asupra efectului de brizanţă.

3. Pentru arderea completă a substanţei explozive este necesară o anumită perioadă de timp. Pentru a se realiza o împuşcare bună, condiţia de bază este ca burajul să poată menţine această perioadă, adică să împiedice ca produsele de descompunere să părăsesacă înainte de vreme spaţiul de explozie, să expandeze şi să se răcească. Prin aceasta se poate explica fenomenul în general constatat că în cazul unei burări corespunzătoare, în urma exploziei abia se poate constata prezenţa fumului şi a gazelor toxice, din contră, în cazul unei burări defectuoase, chiar şi la explozivii supraoxidaţi, în urma exploziei se constată un fum dens, o cantitate mare de monoxid de carbon, etc.

II. Burajul

Una din condiţiile de bază ale unei împuşcări (explozii) reuşite o formează o bună burare a găurilor de mină. Un buraj perfect se impune nu numai din punct de vedere al securităţii, dar şi al utilizării economice a energiei substanţei explozive.

După cum s-a arătat mai sus, pentru arderea completă a substanţei explozive va trebui o anumită perioadă de timp şi de realizat un spaţiu închis în care se produce explozia.

Problema care se pune este, ce presiuni iau naştere în spaţiul de explozie, cît de mare este presiunea căreia trebuie să i se opună burajul ?

Presiunea maximă ce poate acţiona asupra burajului este presiunea specifică a gazelor rezultate în urma exploziei şi a cărei mărime se poate calcula pe baza legilor de termodinamică a gazelor. Ca ordin de mărime aceasta variază între 2 000—10 000 at în funcţie de calitatea explozivului şi de dimensiunile spaţiului burat.

Această presiune maximă asupra burajului se întîlneşte rar în practică, căci aceasta ar condiţiona ca explozia să nu producă distrugerea coeziunii rocii şi de asemenea să nu producă nici deplasarea burajului.

In mod practic presiunea care acţionează asupra burajului se apropie de limita inferioară. Presiunea P_{max} calculată, niciodată nu se va putea dezvolta în timp, întrucît distrugerea coeziunii rocii se va produce cu mult înainte. Rezultă deci că burajul trebuie să se opună forţei necesare de rupere a rocii.

Intr-adevăr, schiţînd două găuri de mină perforate în acelaşi fel de rocă, avînd aceeaşi lungime şi aceeaşi încărcătură, însă înclinări diferite faţă de front, una mai înclinată pe cînd cea de a doua cu o înclinare mică, se constată următoarele (fig. 2) :

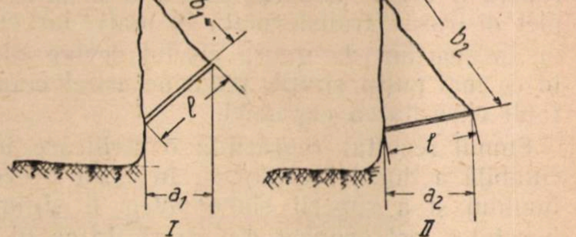


Fig. 2. Variaţia adîncimii făgaşului şi a rezistenţii peretelui de rocă în funcţie de înclinarea găurilor.

In cazul I atît adîncimea de făgaş cît şi lungimea liniei de maximă rezistenţă este cu mult mai redusă decît în cazul II. In cazul II explozivul va trebui să rupă un volum de rocă cu mult mai mare decît în cazul I. Rezultă deci că în acest caz este necesară o presiune mai mare în gaură şi deci presiunea ce se transmite pe buraj, indiscutabil că va fi mult mai mare.

In concluzie rezultă următoarele : cu cît explozivul va trebui să dezvolte o presiune mai mare de rupere, cu atît burajul va trebui să fie executat mai rezistent.

Problema necesităţii executării unui buraj cît mai perfect, mai poate fi legată de o serie de alte consideraţii şi anume :

Pentru a produce detaşarea unei mase de roci din frontul de lucru, este necesar de a se imprima un anumit impuls, impuls a cărui mărime variază între anumite limite, existînd o valoare minimă sub care nu se mai produce ruperea rocii.

Mărimea impulsului reprezintă produsul dintre presiune şi timp. Reducînd timpul trebuie mărită presiunea şi invers, pentru a obţine o anumită valoare a impulsului.

Dacă burajul imperfect executat, nu rezistă, se reduce timpul de acţiune a presiunii explozivului. Această reducere de timp trebuie compensată printr-o mărire a presiunii, deci prin mărirea încărcăturii; gaura va trebui încărcată cu o cantitate atît de mare de exploziv, încît spaţiul rezultat din deplasarea burajului să nu poată produce reducerea presiunii.

Ca prim efect rezultă o creştere apreciabilă a consumului de exploziv. Un alt efect negativ al unui buraj imperfect este formarea fumului în urma exploziei. Dacă burajul este aruncat din gaură înainte de vreme, substanţa explozivă nu mai poate arde complet, produsele exploziei şi în special granulele materialelor secundare — sînt expulzate din gaură semi-arse producînd o cantitate mare de fum şi gaze toxice.

Cel de al treilea efect negativ al unui buraj imperfect executat se manifestă prin efectul de rupere a rocii. In jurul găurii roca este complet distrusă (transformată în praf), iar cu cît ne îndepărtăm de gaură efectul devine din ce în ce mai puţin simţit, reducînd astfel considerabil eficacitatea exploziei.

Fumul rezultat reprezintă o verificare indiscutabilă a duratei exploziei. In cazul prezenţei fumului şi a ruperii slabe putem fi siguri că burajul a fost aruncat din gaură. In cazul cînd explozia produce aruncarea rocii la distanţă, putem fi siguri că găurile au fost supraîncăcate de unde rezultă şi cantitatea apreciabilă de fum.

★

In ceea ce priveşte materialele de buraj utilizate astăzi în tehnica împuşcării, ele se pot împărţi în două categorii:

— materiale plastice;
— materiale granulare (neplastice).

Materialele plastice (argila) în momentul exploziei sînt supuse unor eforturi apreciabile de forfecare, şi avînd o rezistenţă redusă se deplasează în gaură ungînd cu o peliculă subţire pereţii găurii forate. Rezistenţa burajului variază linear cu lungimea lui, fiind foarte mult influenţată de umiditate.

Materialele granulare din contra, în momentul exploziei sînt comprimate, îndesîndu-se în toate rugozităţile peretelui găurii de mină, şi avînd o rezistenţă mecanică mult superioară materialelor plastice, pot prelua eforturi considerabile.

In diagrama alăturată (fig. 3) se indică capacitatea portantă a burajelor confecţionate din diverse materiale (măsurători executate de Pohl). Din diagramă rezultă că materialul cel mai indicat pentru executarea burajului, este nisipul.

Atît măsurătorile lui Pohl, cît şi în general toate studiile efectuate, au ca lipsă faptul că nu s-au preocupat de starea iniţială a nisipului.

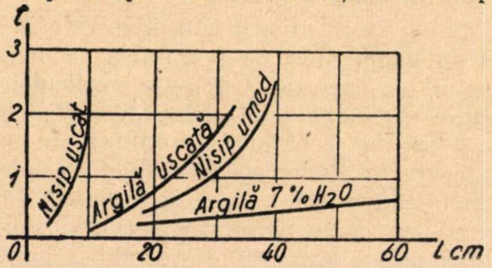


Fig. 3. Diagrama Pohl. Rezistenţa diferitelor buraje în funcţie de lungime.

Nu este indiferent dacă nisipul este introdus în gaură sub formă de cartuşe presate, sau împachetat în hîrtie, sau suflat în gaură cu ajutorul aerului comprimat. De asemenea influenţează modul de suflare cu aer, adică dacă suflarea se face sub regim laminar sau turbulent. Influenţează de asemenea asupra calităţii burajului şi în special asupra capacităţii sale portante, presiunea aerului comprimat, precum şi compoziţia granulometrică a nisipului.

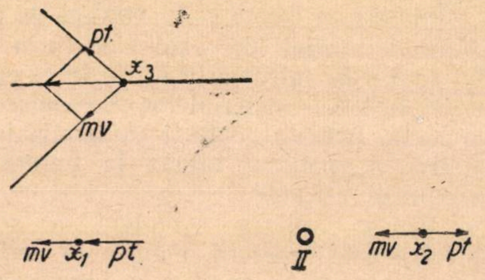


Fig. 4. Interferenţa vibraţiilor în cazul aprinderii celor 2 găuri cu o întîrziere de T/2 (jumătate de perioadă).

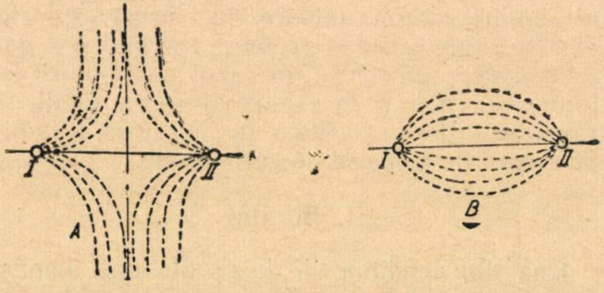


Fig. 4 a. Infăşurătoarea deplasării punctelor în cazul împuşcării.
A — instantanee; B — întîrziere de milisecundă.

Pentru a lămuri această problemă ing. Kota I. a întreprins o serie de cercetări efectuînd mii de împuşcături atît în cărbune, cît și în steril (calcare, dolomite) utilizînd ca material nisipul și materialul mărunt de steril. Suflarea materialului de buraj s-a realizat sub regim turbulent.

Rezultatele obținute, permit să se tragă următoarele concluzii :

1. Nisipul grosier, lipsit de argilă nu prezintă aceeași sensibilitate ca aceea indicată de Pohl.

2. Capacitatea portantă (rezistența) maximă o prezintă burajul confecționat din material mărunt de steril, compoziția granulometrică optimă fiind : 33% cu dimensiuni de 0—1 mm ; 33% cu dimensiuni de 1—5 mm și 33% cu dimensiuni de 5—10 mm. Ca o condiție ce se impune acestui material este ca granulele să aibă colțurile ascuțite, iar rezistența mecanică a materialului să nu fie inferioară rezistenții rocii în care s-a executat gaura de mină.

3. Presiunea maximă se transmite burajului în cazul unei detonații incomplete. In asemenea cazuri durata de detonație se mărește mult și prin aceasta presiunea ce acționează asupra burajului crește. In cele mai multe cazuri burajul nu poate rezista acestei acțiuni în timp, și din acest motiv nisipul nu dă rezultate ; singur burajul din material mărunt de steril poate prezenta în asemenea cazuri siguranță contra expulzării (suflării) din gaura de mină. Acest fapt prezintă o deosebită importanță. *Rezultă deci că nu există explosiv antigrizutos, care în cazul unei detonații incomplete — deci cînd în loc de detonație, deflagrează — să nu aprindă grizuul.* Chiar și explozivii cu înveliș special, prezintă acest pericol.

4. Fum rezultă nu numai în urma unui buraj imperfect executat, dar și în cazul unei supraîncărcări a găurii cu material exploziv. In acest caz, ruperea peretelui de rocă se produce înainte de a se termina oxidarea tuturor componenților substanței explozive în spațiul din gura de mină, astfel că arderea continuîndu-se în atmosferă se produc fum și gaze toxice în cantități apreciabile.

Burajul cu nisip suflat mai prezintă următoarele avantaje :

1. Se reduce la minimum pericolul de suflare a burajului în momentul exploziei. Acest fapt atrage după sine reducerea pericolului de aprindere a metanului în cazul unei detonații imperfecte.

2. Lichidarea găurilor state (a rateurilor) se poate efectua cu ușurință și fără pericol, întrucît nisipul poate fi ușor suflat din gaură permițînd înlocuirea capsei defecte.

3. Se poate realiza cu ușurință burarea găurii.

4. Efectul exploziei este mult mai îmbunătățit din cauza burării mai bune, atrăgînd după sine reducerea numărului necesar de găuri, ceea ce în cazul rocilor tari și foarte tari reprezintă o problemă cu totul deosebită.

III. Impușcarea cu întîrzieri de milisecunde

In tehnica actuală a operațiilor de împușcare, sînt cunoscute 3 procedee de aprinderea găurilor de mină : aprinderea instantanee, aprinderea cu întîrziere și aprinderea cu microîntîrziere (întîrzieri de milisecunde).

La aprinderea instantanee, toate găurile explodează simultan iar în cazul aprinderii cu întîrziere explozia găurilor se produce succesiv, în ordinea dinainte stabilită, decalajul în timp fiind de ordinul secundelor. Aprinderea cu întîrzieri de milisecunde reprezintă o fază intermediară între aceste două procedee.

Intîrzierea de milisecundă este de ordinul 10—50 miimi de secundă (ms). Vibrațiile rocii produse de explozia succesivă a găurilor de mină se întăresc (se suprapun) obținîndu-se o vibrație prelungită. Prin efectul acestor vibrații prelungite, peretele de rocă este puternic zguduit local, sfărîmat în bucăți mici cu granulația omogenă și apoi se prăbușește, fără să fie aruncat sau împrăștiat la distanță mare.

Efectul de rupere prin vibrare se deosebește din două puncte de vedere de efectul exploziilor obișnuite. In primul rînd efectul încărcăturii nu se concentrează în jurul găurilor de mină, ci se repartizează în mod uniform în spațiul dintre găuri. Roca este ruptă nu datorită forțelor de expandare, ci datorită vibrației care produce ruperea prin scuturarea rocii. Acestui fapt se datorește profilarea perfectă a locului de muncă și faptul că roca se prăbușește, tot materialul împușcat rămînînd pe loc.

Cea de a doua deosebire esențială este faptul că efectul exploziei se limitează numai la suprafața locului de muncă, tavanul și pereții fiind foarte mult protejați.

Pentru înțelegerea efectului de împușcare cu întîrzieri de milisecundă, să analizăm fenomenele ce se petrec în timpul exploziei.

La împușcarea unei găuri de mină, acțiunea exploziei se manifestă în trei zone :

1. In zona cea mai apropiată de cuptorul exploziei, roca este complet sfărîmată.

2. In zona următoare se rup din rocă, numai bucăți mai mari.

3. In zona cea mai îndepărtată de cuptorul exploziei se trimit în rocă numai vibrații.

Aceste vibrații transmise în rocă, sînt acelea care ne interesează mai îndeaproape. Vibrațiile produse de explozie sînt de natură ondulatorie. Din punct de vedere al efectului exploziei, frecvența vibrațiilor joacă rolul preponderent. Măsurătorile efectuate, în diverse roci, au arătat că în general numărul de cicluri variază între 3—10 pe secundă. In mod practic se poate conta pe 4—5 unde cuplate.

Considerînd 10 cicluri/s., cu 5 unde complete, rezultă o perioadă de vibrație de 0,5 s. Aceste cifre arată, că toate exploziile, care se succed în perioade mai mari de 0,5 s. pot fi considerate ca explozii separate. Intervalul la care se poate obține suprapunerea undelor este de maximum 0,5 s.

La procedeul de împușcare cu întîrziere de milisecundă, se folosesc la aprinderea găurilor de mină trepte de întîrziere astfel alese, ca impulsul exploziei să se adauge mișcărilor anterioare și astfel să le întărească. Adică, succesiunea aprinderii găurilor este coordonată astfel ca întîrzierile de aprindere să corespundă cu perioada de vibrație a rocii respective, sau cu un multiplu al acesteia.

Principiul împușcării cu întîrziere de milisecundă devine și mai evident, dacă urmărim grafic fenomenele ce se petrec în rocă în cazul împușcării cu întîrziere de milisecundă și în cazul împușcării simultane a două găuri învecinate. Fie două găuri *I* și *II* perforate într-un front de lucru (fig. 4).

Unda de șoc a exploziei se propagă pe suprafața cilindrică concentrică. Să analizăm comportarea unui punct material x_1 dintre cele două găuri de mină.

Punctul x_1 pus în vibrație de efectul exploziei din gaura *I*, după scurgerea timpului *T* (*T* = perioada de vibrație) a ajuns tocmai în punctul de pornire și dispune de o cantitate de mișcare mv_0. Dacă în acest moment facem să explodeze gaura *II* la această cantitate de mișcare se va adăuga și impulsul pentru cei doi poli după cum se vede în fig. 4, avînd aceiași direcție și sens, efectul lor se însumează în mod favorabil și se întărește.

Dacă luăm cazul unui punct x_2 situat pe axa *I-II* în afara găurilor de mină, se vede imediat din figură, că în acest caz vibrațiile se ating. In cazul unui punct oarecare situat pe mediană, în afara axei *I-II*, după cum se vede din figură, rezultanta vectorilor mv_0 și pt va fi paralelă cu axa *I-II*. Făcînd construcția grafică pentru mai multe puncte dintre cele două găuri și trasînd liniile de acțiune ale exploziei, găsim că acestea sînt similare cu liniile de forță ale unui cîmp magnetic cu doi poli de semne contrare (fig. 4,*a*).

Făcînd același raționament în cazul împușcării instantanee a celor două găuri, situația se va prezenta cu totul deosebit. Compunerea vectorilor făcîndu-se la fel ca mai sus, rezultatele vor avea alte mărimi, direcții și sensuri, decît în cazul împușcării cu întîrziere de milisecundă. Rezultatele astfel obținute fac un unghi de 90° cu sensul rezultantei împușcării cu întîrziere de milisecundă.

Infășurătorile trasate în acest caz dau imaginea unui cîmp magnetic cu doi poli de același sens (fig. 4, *a*).

Din comparația celor două procedee, reiese clar deosebirea fundamentală dintre ele și anume:

Pe cînd la împușcarea cu întîrziere de milisecundă, particulele materiale din rocă vibrează paralel cu planul determinat de cele două găuri, și toată energia explozivului este concentrată în zona dintre găuri, pentru sfărîmarea materialului, la împușcarea instantanee, efectul exploziei se manifestă mai mult spre exterior, în direcția perpendiculară pe planul determinat de găuri.

La împușcare cu întîrzieri de milisecundă, undele de șoc ale exploziei, sînt unde transversale, care exercită un efect durabil de zguduire și sfărîmare a rocii, fără aruncarea la distanță a materialului rezultat din explozie.

La împușcarea instantanee, în rocă iau naștere tot unde transversale, dar cu un efect de implus de scurtă durată, care aruncă la distanță roca dislocată, energia explozivului acționînd mai mult în afara spațiului dintre găuri.

Pe baza celor expuse mai sus se pot trage următoarele concluzii privind împușcarea cu întîrzieri de milisecunde:

1. Aprinderea cu întîrzieri de milisecunde în toate cazurile ar trebui să prezinte un efect de rupere mult superior împușcării instantanee. Intîrzierea optimă este de $\frac{T}{2}$ căci în acest caz se obține interferență completă. Efectul cel mai defavorabil se obține în cazul aprinderii instantanee. In cazul aprinderii instantanee, impulsurile au semne relativ opuse, ruperea producîndu-se sub efortul momentan, vibrațiile din jurul lucrării în loc să se anihileze între ele, din contră se întăresc. Orice întîrziere diferită de zero, îmbunătățește oarecum această situație.

2. La exploziile vibratorii, încărcătura găurii trebuie astfel aleasă, ca explozia fiecărei găuri în parte să imprime rocii o energie de oscilație elastică astfel încît ruperea să se producă în urma interferării oscilațiilor.

3. Pentru dezvoltarea efectului vibratoriu se impune executarea unui buraj perfect, căci în caz contrar efectul vibratoriu se pierde, dînd astfel rezultate negative.

IV. Desfășurarea experiențelor

Considerațiile expuse mai sus, au stat la baza încercărilor experimentale efectuate de delegația maghiară în întreprinderile miniere din R.P.R.

Incercările au fost efectuate atît în lucrări în cărbune și minereu cît și în steril.

Aspectul general sub care au decurs încercările au fost următoarele:

— In cărbune, în general, s-a utilizat sîmburele în șuleană orizontală cu înclinarea găurilor de 30—40° față de frontul de lucru.

— In rocă s-a folosit în general sîmburele conic.

— Explozivul folosit a fost cel indigen, dinamită — în roci (steril), astralită sau dacită — în cărbune, capsele fiind cele cu aprindere instantanee.

— Cartuşul armat a fost întotdeauna aşezat la fundul găurii, cu capsa spre gura găurii. Acest lucru s-a impus atît din cauza folosirii barajului de nisip suflat sub presiune în gaură, ceea ce ar prezenta pericolul aprinderii capsei prin lovire, la aşezarea cartuşului armat, la gură precum şi datorită faptului că efectul de rupere este mai bun în cazul acestei amplasări.

Prin amplasarea cartuşului armat în fundul găurii, se elimină pericolul unei explozii incomplete; aşezînd cartuşul armat spre gura găurii, explozia primelor cartuşe poate provoca ruperea peretelui de rocă şi aruncarea încărcăturii, înainte de a se provoca explodarea tuturor cartuşelor.

— Burarea găurilor s-a realizat fie cu nisip suflat în gaură, fie cu cartuşe prefabricate de mortar de ciment.

Burarea găurilor cu nisip s-a realizat la lucrările de înaintare în piatră. Burarea s-a realizat cu „puşca de nisip“ elaborată de ing. Kota I. (fig. 5). Dispozitivul constă dintr-un rezervor cilindric, prelungit cu o ţeavă de circa 30 mm diametru şi circa 25 cm lungime. Capacitatea rezervorului asigură executarea unui buraj de circa 1,0 m lungime pentru diametre de gaură de mină obişnuite. Nisipul din rezervor este suflat în gaură cu ajutorul aerului comprimat, sub regim turbulent. In acest sens dispozitivul se leagă direct la furtunul de aer comprimat, iar regimul turbulent se asigură prin poziţia celor două ţevi de admisie a aerului comprimat în rezervorul dispozitivului.

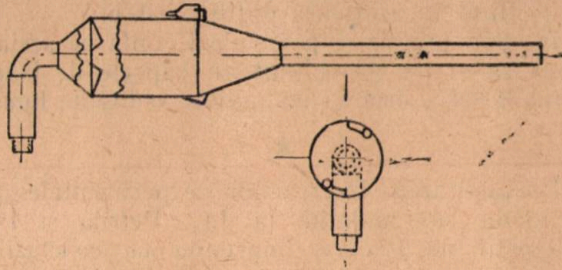


Fig. 5. Puşca de nisip — tip ing. Kota I.

Cu ajutorul acestui dispozitiv se realizează un buraj de o calitate excepţională, timpul de burare a unei găuri se reduce la cîteva secunde.

In cazul cînd la locul de muncă respectiv nu se dispune de aer comprimat pentru burarea găurilor de mină, s-au utilizat cartuşe prefabricate de mortar de ciment.

Aceste cartuşe, avînd în general dimensiunea unui cartuş de exploziv, sînt confecţionate dintr-un amestec de ciment şi nisip în raportul 1:6, avînd o rezistenţă la rupere la compresiune de circa 100 kg/cm². Burarea se efectuează aşezînd în gaură, după introducerea încărcăturii, cîte un cartuş de mortar de ciment lipit bine de ultimul cartuş de exploziv, cu ajutorul a 2—3 cm de argilă.

In momentul producerii exploziei, asupra burajului va acţiona o presiune de cîteva mii kg/cm², producînd dezagregarea şi îndesarea instantanee a cartuşului de buraj. Astfel şi în acest caz, de fapt se poate conta pe un buraj realizat dintr-un material necoesiv, obţinînd o etanşare perfectă şi rezistentă a găurii de mină.

— Microîntîrzierile de aprindere a găurilor au fost realizate pe două căi:

a) în lucrările în cărbune s-a utilizat dispozitivul de întîrziere tip ing. Kota I. (fig. 6);

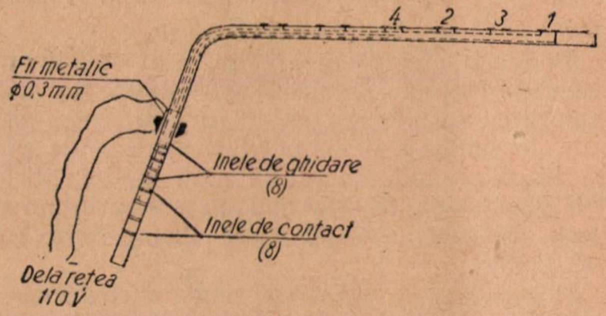


Fig. 6. Dispozitivul de întîrziere — tip ing. Kota I.

b) în lucrările în steril s-au utilizat capse cu microîntîrziere de fabricaţie R.P.U.

a) Dispozitivul de microîntîrziere realizat de ing. Kota I. constă dintr-un furtun obişnuit de aer comprimat de 4—6 m lungime, închis la capete, avînd un capăt prevăzut cu o serie de inele metalice aşezate la distante anumite. De la fiecare inel, pleacă în interiorul furtunului cîte un conductor, la o serie de contacte aşezate de-a lungul furtunului. La aceste contacte se leagă apoi capsele.

Conducta de alimentare bifilară se leagă de primul inel care reprezintă un pol de care se leagă apoi printr-un conductor interior polii tuturor contactelor de pe furtun, şi de un clopot care, în cădere, face contactul pe rînd cu fiecare inel asigurînd astfel alimentarea cu curent a capselor (fig. 6).

Declanşarea căderii clopotului se realizează în modul următor:

De primul inel, de care se leagă conducta de alimentare, se suspendă clopotul prin intermediul unui fir subţire de oţel de 0,3 mm. In momentul legării conductei de alimentare de reţea, curentul trecînd prin acest fir subţire, îl topeşte permiţînd căderea clopotului.

Inelele sînt astfel aşezate între ele încît să asigure aceeaşi întîrziere între aprinderea capselor. Variaţia timpului de întîrziere se obţine prin schimbarea înclinării porţiunii cablului pe care alunecă clopotul imprimînd deci clopotului viteze variabile de cădere. Pentru poziţia verticală a furtunului îi corespunde o întîrziere de circa 25 ms, putînd atinge 120—130 ms pentru o înclinare a cablului de cca 25°—30°.

Alimentarea dispozitivului se face de la reţeaua de curent alternativ de 110 V prin intermediul unui întrerupător de construcţie specială. Intrerupătorul este prevăzut cu o manivelă demontabilă care se află la artificier. Introducerea sau scoaterea manivelei se poate face numai în poziţia „deschis" a întrerupătorului, evitîndu-se astfel accidente datorită efectuării contactului înainte de vreme.

Dispozitivul descris mai sus se fixează prin intermediul unor cuie de ultima grindă a susţinerii din frontul de lucru. Furtunul avînd o lungime de 4—6 m poate fi utilizat în bune condiţii la lucrările de înaintare şi abataje-cameră, pînă la deschideri de 5—6 m.

Pentru o mai uşoară realizare a legării capselor de furtun, contactele sînt vopsite în două culori, cu roşu-contactele la care se leagă găurile de sîmbure şi cu negru-contactele de care se leagă celelalte găuri. In acest mod artificierul poate lega cu cea mai mare uşurinţă reoforii capselor, evitînd orice încurcătură sau defecţiune.

Dispozitivul faţă de cele similare realizate în străinătate (Schäfler, Du Pont etc.) prezintă următoarele avantaje :

— construcţie foarte simplă şi ieftină ;

— neavînd părţi mecanice, posibilităţile de defecţiune sînt reduse la minimum ;

— legarea capselor efectuîndu-se la contacte aşezate de-a lungul furtunului, se evită concentrarea reoforilor într-un singur punct (ceea ce se impune la celelalte tipuri de dispozitive) eliminîndu-se astfel pericolul ruperii lor, de găurile ce au explodat anterior.

b) In cazul lucrărilor în steril, utilizarea dispozitivului descris mai sus nu este recomandabilă ţinîndu-se seama de faptul că poate fi uşor distrus de o piatră aruncată de explozie precum şi pentru faptul că nu permite împuşcarea conform schemei cu sîmbure. La aceste lucrări au fost utilizate capse speciale, cu aprindere întîrziată fabricată în R.P.U.

In R.P.U. se fabrică astăzi următoarele tipuri de capse cu microîntîrziere : 50 ms, 150 ms, 500 ms, şi 700 ms. Intîrzierile de mai sus reprezintă întîrzieri nominale datorită însă imperfecţiunilor de fabricaţie, aceste întîrzieri variază în limitele : ± 15% faţă de valoarea nominală.

Impuşcarea cu întîrzieri de milisecunde, se bazează chiar pe acest fapt, efectul de vibraţie fiind obţinut din cauza explodării găurilor la intervale de cîteva milisecunde.

Astfel, găurile de sîmbure (4—6 la număr) se încarcă cu exploziv avînd cartuşul armat cu o capsă de 50 ms întîrziere nominală. In realitate ele vor exploda în intervalul de 40—60 ms, deci cu o întîrziere între ele de la 0 la 20 ms.

Găurile de ajutor au cartuşul armat prevăzut cu o capsă avînd întîrzierea nominală de 150 ms; explodarea lor are loc însă în intervalul de 130—170 ms. Găurile de profilare se armează cu capse de 300 ms care explodează în intervalul 260—340 ms.

Ţinînd seama că atît găurile de ajutor cît şi găurile de profilare sînt în număr crescînd faţă de găurile de sîmbure, raportînd procentual întîrzierile de aprindere între capse, faţă de numărul găurilor, ele vor fi sensibil egale.

Procedeul descris mai sus prezintă însă o serie de dezavantaje :

— întîrzierile ce se obţin sînt cuprinse în limite fixe, neputîndu-se obţine variaţii în funcţie de caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor ;

— întîrzierile în aprinderea capselor se produc la voia întîmplării, fără posibilitate de control, la intervale neregulate, astfel încît posibilitatea obţinerii unei interferenţe complete este mult redusă.

Procedeul de împuşcare cu capse cu microîntîrziere este mult aplicat şi în străinătate, în care scop se foloseşte o gamă de capse avînd intervalul între ele de 25 ms (scara fiind deci : 25, 50, 75, 100, 125 etc. ms). Imperfecţiunea în fabricaţie şi la aceste capse nu se poate elimina, astfel încît şi în acest caz de fapt aprinderea are loc întîmplător, obţinerea unei interferenţe bune fiind de asemenea puţin posibilă.

In mod practic se poate deci conta pe acelaşi efect ca şi pe cel obţinut cu capsele de fabricaţie R.P.U., deci cu un număr redus de tipuri.

★

Desfăşurarea încercărilor experimentale pe perioada sus amintită la I.C. Petrila şi I.C. Filipeştii de Pădure, împreună cu concluziile respective, este redată pe scurt în cele ce urmează :

a) **Experimentările în cărbune brun** (I.C. Petrila). Incercările experimentale au fost efectuate în abataje-cameră din str. III şi str. V sub tavan artificial. Incercările în abatajele cu front lung orizontal în str. III nu au fost posibile, cărbunele în aceste abataje fiind mult presat şi fărîmiţat.

Abatajele-cameră aveau în general secţiuni de 4 × 4 m ; în frontul de lucru s-au perforat 19—20 de găuri, de cîte 1,2—1,3 m lungime (anexa nr. 1). Găurile au fost încărcate cu astralită, folosindu-se 3,1—3,2 kg în abatajele din str. III şi 4,8 kg în cele din str. V. Ordinea de împuşcare a găurilor de mine şi modul de legare a capselor este cel indicat în anexa 1. Intîrzierea în aprinderea găurilor a fost de 35—45 ms. Burarea găurilor s-a efectuat fie cu cartuşe prefabricate de mortar de ciment, fie cu nisip suflat cu ajutorul puştii de nisip.

Ca rezultat al împuşcării s-a obţinut :

— o fărîmiţare uniformă a cărbunelui ;

— tot cărbunele a rămas pe loc, aşezîndu-se după talazul natural ;

— locul de muncă a fost perfect profilat, ne mai necesitînd operaţii suplimentare cu ciocanul de abataj ;

— după împuşcare locul de muncă a fost lipsit de fum şi gaze toxice, permiţînd începerea imediată a lucrului.

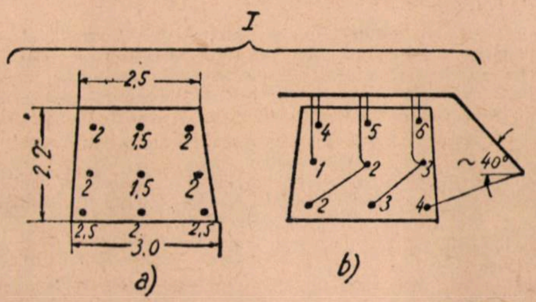
b) **Experimentările la înaintări în steril** (I.C. Petrila). Incercările experimentale au fost efectuate într-o galerie direcţională în culcuşul str. III. Secţiunea lucrării era de 8,1 m², cuprinzînd 25% şist cărbunos şi 75% gresie fină bine cimentată. Găurile în număr de 16—20, de 1,5—2 m lungime, au fost încărcate cu dinamită, în total circa 9,5 — 9,7 kg. Cartuşele armate au avut capse cu următoarele întîrzieri:

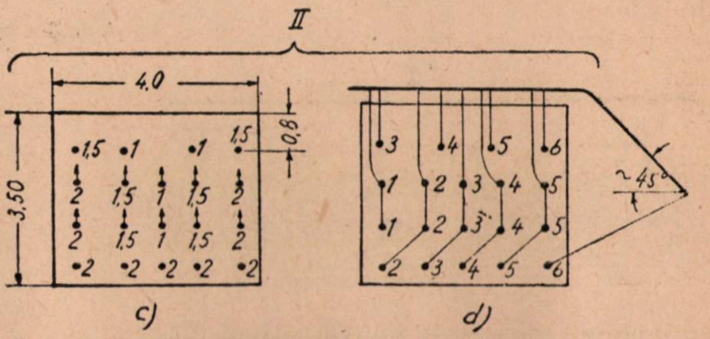
— găurile de sîmbure . . . 50 ms
— găurile de lărgire . . . 150 ms
— găurile de profilare . . . 300 ms

Burarea găurilor s-a efectuat cu ajutorul puştii de nisip. Rezultatele obţinute în urma împuşcării au fost puţin mulţumitoare. Explozia nu a reuşit să rupă complet roca din frontul de lucru, au rezultat funduri de găuri 15—30 cm lungime. Roca nu a fost ruptă în bucăţi mărunte şi uniforme, fiind în acelaşi timp mult aruncată (circa 8—10 m) de la front. Datorită burajului bun, cantitatea de fum şi gaze toxice a fost destul de redusă.

In comparaţie cu împuşcarea cu capse tip Schäfler (întîrziere de 500 ms) rezultatele obţinute sînt oarecum inferioare.

Anexa 1





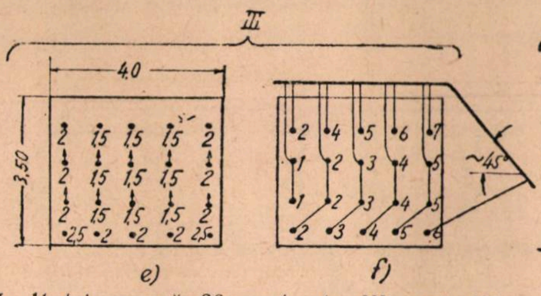
Experienţe efectuate la I.C. Petrila

I. *Preabataj direcţional 5 Vest, str. III, sect. III.*

Fig. a. Schema plasării găurilor şi repartiţia încărcăturii; Fig. b. Schema de legătură şi ordinea de aprindere a găurilor (Nr. de găuri: 9, lungimea găurilor: 1,1—1,2 m, încărcătura: astralită 1,8 kg, buraj: 1 cartuş beton + 2—3 cm argilă aprinderea: capse instantanee dispozitiv Kota, înîrzierea: circa 35—40 ms rezultatul împuşcării: cărbunele mărunţit uniform sub 20 mm. Profilarea secţiunii bună. Fum şi gaze toxice în cantităţi reduse).

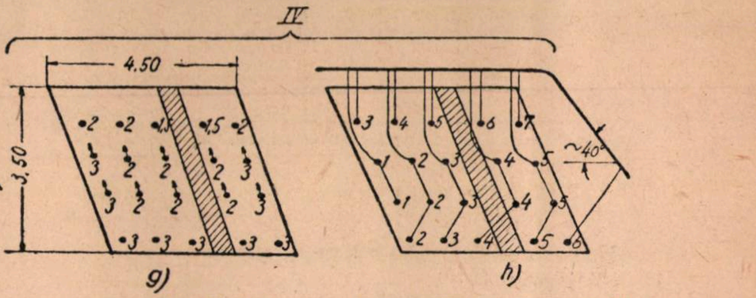
II. *Abataj cameră 23 vest. str. III, sect III.*

Fig. c. Schema amplasării găurilor şi reparatiţia încărcăturii; Fig. d. Schema de legătură şi ordinea de aprindere. Nr. de găuri: 19, lungimea găurilor: 1,1 m, încărcătura: astralită 3,1 kg, buraj: 1 cartuş, beton+2—3 cm argilă, aprinderea: capse instantanee dispozitiv Kota, întîrzierea: circa 40 ms, rezultatul împuşcării: în tavan pe o porţiune de circa 1 m grosime cărbunele a rămas nerupt. Cărbunele rupt a fost foarte neuniform mărunţit şi aruncat la mare distanţă (circa 6 m). Incărcătura pare a fi fost prea puţină).



III. *Abataj cameră 23 vest, str. III, sect. III*

Fig. e. Schema plasării găurilor şi repartiţia încărcăturii; Fig. f. Schema de legătură şi ordinea de aprindere a găurilor (Nr. de găuri: 20, lungimea găurilor: 1,20 m, încărcătura: astralită 3,65 kg, buraj: 1 cartuş de beton + 2—3 cm argilă. aprinderea: capse instantanee dispozitiv Kota, întîrzierea: circa 40 ms. Rezultatul împuşcării: tot cărbunele sfărîmat uniform. rămas pe loc, aşezat după taluzul natural. Fum şi gaze toxice aproape imperceptibile. Locul de muncă perfect profilat. De la explozie la 13 minute grinda a fost ridicată n scoabe (inclusiv timpul de intrare la locul de muncă).



IV. *Abataj cameră 5 vest, str. V, sect. V (sub tavan fals).*

Fig. g. Schema plasării găurilor şi repartiţia încărcăturii; Fig. h. Schema de legătură şi ordinea de aprindere a găurilor (Nr. de găuri: 20, lungimea găurilor: 1,40 m, încărcătura: dacită 4,8 kg, buraj: 1 cartuş beton + 2—3 cm argilă, aprinderea: capse instantanee, dispoz. Kota, întîrzierea: circa 45 ms, rezultatul împuşcării: efect de rupere foarte bun. Cărbunele mărunţit uniform, rămas pe loc. Fum şi gaze toxice abia perceptibile).

c) **Experimentările în lignit** (I.C. Filipeştii de Pădure). Incercările experimentale au fost efectuate atît în înaintări în cărbune, cît şi în abataje cu front lung în stratul V. Palanga.

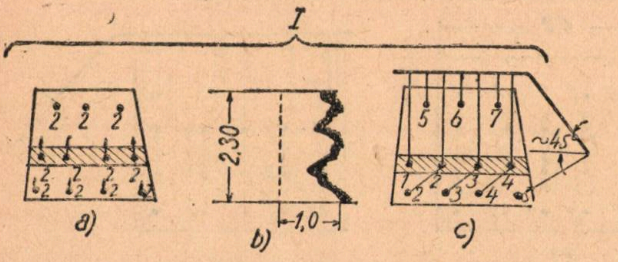
Inaintările în cărbune au avut secţiunea de 5,6 m², cu o intercalaţie de marnă tare de 0,3—0,5 m la circa 1,0 m înălţime de vară. Găurile în număr de 11—12 au fost perforate în 3 rînduri orizontale de circa 1,1 — 1,2 m lungime. Ca material exploziv s-a utilizat astralita, găurile fiind încărcate în total cu 2,2 — 2,4 kg exploziv (reprezentînd circa 50—60% din consumul obişnuit la împuşcarea cu fitil). Cartuşele armate au fost prevăzute cu capse cu aprindere instantanee, întîrzierea fiind obţinută cu dispozitivul ing. Kota I. Burarea găurilor s-a realizat cu cartuşe prefabricate de mortar de ciment. Ordinea de aprindere este indicată în anexa 2.

Rezultatele obținute au fost puțin mulțumitoare. Ruperea cărbunelui din front s-a făcut incomplet, rămînînd funduri de găuri 20—30 cm, cărbunele a fost neuniform mărunțit și aruncat la distanță. Secțiunea lucrării a fost foarte rău profilată. In urma exploziei a rezultat foarte mult fum și gaze toxice, atît din cauza ruperii premature a frontului de cărbune, cît și din cauza burării defectuoase. Burajul de mortar de ciment a fost în unele cazuri aruncat din gaură.

Incercările au fost efectuate cu diferite întîrzieri: 35—45 și 100 ms fără a se obține însă rezultate favorabile.

Incercările din abatajul cu front lung din str. V au dat rezultate mai satisfăcătoare. Găurile de cîte 1,2—1,25 m lungime au fost perforate în rînduri verticale ,avînd față de front o înclinare de 50—60⁰. Pe fiecare rînd s-au perforat 3 găuri, distanța între rînduri fiind de circa 1,0 m. Explozivul utilizat a fost astralita ; cartușele armate au avut capse cu aprindere instantanee. Incărcătura din fiecare gaură a fost de 1,5—2 cartușe. Intîrzierea de aprindere s-a realizat cu dispozitivul tip ing. Kota, împușcîndu-se într-o repriză 18 găuri. Burarea găurilor s-a realizat cu cartușe prefabricate de mortar de ciment.

Anexa 2



Experiențe efectuate la I.C. Filipeștii de Pădure

I. *Pregătirea în cărbune str. V, sect. IV (profil 5,6 m²).*

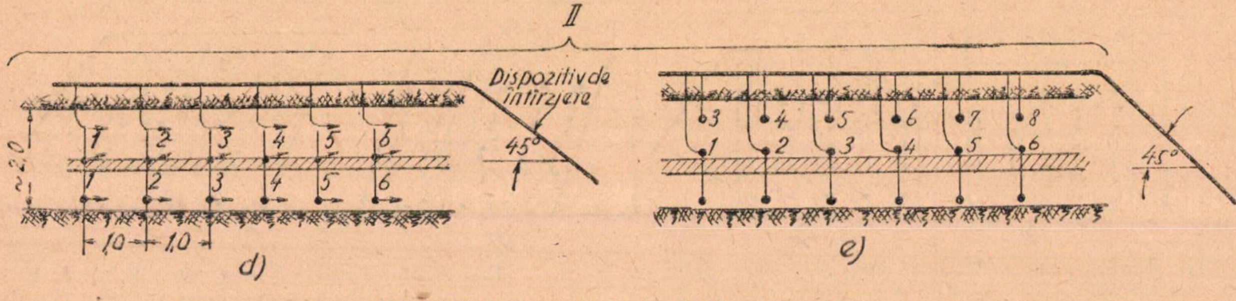
Fig. a. Schema plasării găurilor și repartiția încărcăturii de exploziv ;

Fig. b. Aspectul frontului după împușcare ;

Fig. c. Schema de legătură și ordinea de aprindere a găurilor Nr. de găuri : 11. lungimea găurilor : 0,9—1,0 m, încărcătura : astralită 2,2 kg, buraj : 1 cartuș de beton + 2—3 cm argilă, aprinderea : capse instantanee și dispozitiv Kota, întîrzierea : circa 40 ms, rezultatul împușcării : cărbunele rezultat este mult mărunțit și aruncat la distanță (20 m). Secțiunea lucrării prost profilată, funduri de găuri rămase de circa 20—35 cm. In urma exploziei au rezultat fum și gaze toxice în cantități mari. In condițiile arătate mai sus au fost efectuate o serie de încercări cu aceiași plasare și încărcare a găurilor variind întîrzierea între 35—75 ms, iar lungimea găurilor între 1,0—1,25 m, însă fără rezultate deosebite, ca cele indicate mai sus.

Fig. d. Schema de legătură și ordinea de aprindere a găurilor (încercarea I)

Fig. e. Schema de legătură și ordinea de aprindere a găurilor (încercarea II). Incercarea I. Nr. de găuri : 18. lungimea găurilor : 1,25 m ,încărcătura : astralită 2 cartușe = 200 g/gaură. buraj : I cartuș de beton + 2—4 cm argilă, aprinderea : capse instantanee, dispozitiv Kota, întîrzierea : circa 40 ms, rezultatul împușcării : cărbunele rezultat este uniform mărunțit în afara bancului superior care s-a rupt în bucăți mai mari. Cărbunele nu a fost aruncat, a rămas pe loc. In urma exploziei a rezultat foarte puțin fum și gaze toxice. Locul de muncă foarte bine profilat, avînd aspectul ca și cum frontul ar fi fost havat în prealabil. Incercarea II. Nr. de găuri : 18, lungimea găurilor : 1,25 m, încărcătura : astralită 2 cartușe = 200 g/gaură, buraj : I cartuș de beton + 3—4 cm argilă, aprinderea : capse instantanee, dispozitiv Kota, întîrzierea : circa 40 ms, rezultatul împușcării : efect de rupere mai puțin pronunțat. Cărbunele este mărunțit însă mai puțin uniform. Găuri state din cauza ruperii reoforilor capsulelor din bancul superior, de către găurile bancului inferior. Rezultat mai puțin satisfăcător. Fum și gaze toxice rezultate în cantități reduse.



II. *Abataj frontal în str. V (nr. 151 A).*

Rezultatele obținute au fost în general mulțumitoare ; cărbunele s-a rupt bine din front, a fost mărunțit uniform și a rămas tot pe loc. Unele încercări au reușit să realizeze o profilare bună a locului de muncă ; după împușcare frontul a prezentat aspectul ca și cînd ar fi fost havat. De asemenea, în urma împușcării, a rezultat o cantitate redusă de fum și gaze toxice.

d) **Experimentările efectuate în zăcăminte de minereuri** (Trustul Minier Baia-Mare). Incercările experimentale au fost efectuate atît în abataje cît și în lucrări de pregătire (înaintări). Numărul redus de experiențe (3 încercări într-un abataj pe filonul XII-Vest, Baie Sprie, 2 încercări pe filonul XXV-Nord exploatarea Petre Gheorghe și o încercare pe galeria ramura vest oriz. XIII exploatarea Petre Gheorghe nu permit să se tragă concluzii definitive asupra tuturor avantajelor ce poate prezenta procedeul de împușcare cu întîrziere de milisecundă.

Incercările au fost efectuate cu capse de întîrziere de milisecundă burarea găurilor efectuîndu-se cu nisip.

Incercările de împușcare efectuate în abataje au indicat că prin procedeul de împușcare cu întîrzieri de milisecunde se pot obține următoarele avantaje :

împuşcat. La ultima încercare efectuată pe filonul XII-Vest-Baia Sprie, majoritatea materialului era granulată la dimensiunea maximă de 15 cm, iar bucăţile mai mari se prezentau sub formă de plăci, ce se puteau sparge, manual cu barosul ;

— numărul de copturi după împuşcare a fost la toate experienţele mai mic ca cel obişnuit ;

— o uşoară reducere a consumului de exploziv ;

— cantitatea de fum şi gaze toxice rezultată în urma exploziei este mai redusă faţă de împuşcările obişnuite.

Incercările efectuate la o lucrare de înaintare nu poate fi considerată ca concludentă ţinînd seama că roca din front era extrem de dură şi filonul avînd foarte multe geode, astfel pentru perforarea găurilor s-au consumat 140 de sfredele forjate şi 3 sfredele armate cu aliaje dure. Unele găuri au trebuit să fie abandonate, intrînd în geodele filonului sau din cauză că se rupeau cu ele capetele sfredelelor. Din această cauză schema proiectată de plasare a găurilor nu a putut fi realizată, fundurile găurilor nu au fost toate în acelaşi plan, unele fiind prea scurte (circa 50—60 cm).

V. Concluzii

Incercările experimentale efectuate de delegaţia maghiară au arătat că procedeul de împuşcare cu întîrzieri de milisecunde poate fi aplicat cu succes în exploatările noastre miniere, necesitînd însă efectuarea în prealabil a unor serii de studii şi încercări în vederea determinării parametrilor pentru diversele condiţii date.

Experinţele au arătat că introducerea procedeului în abatajele din str. V şi str. III din Valea Jiului s-ar putea face de pe acum fără nici o dificultate şi după un număr mai redus de experienţe. Motivul pentru care însă nu se poate recomanda acest procedeu este *pericolul în ceea ce priveşte aprinderea metanului şi a prafului de cărbune.*

Dispozitivul conceput şi realizat de ing. I. Kota nu este de construcţie antigrizutoasă, prezentînd următoarele puncte posibile de aprindere a metanului şi prafului de cărbune :

a) firul de suspendare a clopotului care în momentul topirii prezintă această posibilitate ;

b) clopotul în cădere, făcînd contact cu inelele de pe furtun produce scîntei ;

c) cablul de alimentare aflat încă sub curent poate fi uşor rupt de primele găuri împuşcate producînd astfel scîntei ;

d) reoforii capselor aflate sub curent de asemenea pot fi rupte de roca asvîrlită de explozia primelor găuri ;

e) burajul de mortar de ciment în cazul cînd diametrul găurii depăşeşte cu 5—6 mm diametrul cartuşului de buraj poate fi uşor asvîrlit din gaură, astfel încît explozia încărcăturii să se continue în spaţiul din afara găurii.

Toţi aceşti factori duc la nerecomandarea acestui procedeu în minele cu emanaţii de metan şi praf de cărbune.

In lignit, experienţele au arătat că este necesar în primul rînd determinarea unor serii de parametri de bază a procedeului pentru a fi introdus la operaţiile de împuşcare în aceste zăcăminte.

Lignitul avînd un caracter xiloid, fibros, cu multe intercalaţii marnoase, efectul vibratoriu capătă un caracter deosebit. Este necesar de a se studia în consecinţă fenomenele de oscilaţie, de a se determina întîrzierea optimă între capse, modul de amplasare a găurilor de mină, încărcătura de exploziv etc.

In lucrările de înaintare în steril de asemenea, rezultatele obţinute au ridicat necesitatea de a se extinde studiile. Alegerea treptelor de întîrziere, crearea posibilităţii de a controla şi dirija întîrzierile de aprindere ; aceasta reprezintă scopul primelor lucrări de cercetare.

Pe baza celor expuse mai sus se propune următorul program de desfăşurare a viitoarelor încercări experimentale, pornind de la următoarele premize date :

a) încercările experimentale trebuie să se desfăşoare în locuri de muncă lipsite de pericolul emanaţiilor de metan şi praf de cărbune ;

b) ţinîndu-se seama că prin protocolul încheiat în ziua de 23.II.1956 cu delegaţia maghiară s-a cerut ca întregul echipament cu care s-au desfăşurat încercările, să fie lăsate Institutului de Cercetări al M. M., primele încercări experimentale vor continua să fie efectuate cu acest echipament ;

c) de asemenea ţinîndu-se seama că prin acelaşi protocol s-a cerut părţii maghiare cedarea a circa 500 buc capse cu micro-întîrziere, în scopuri experimentale, împuşcarea în lucrările în steril se va continua de asemenea cu aceste tipuri de capse.

Ţinînd seama de cele de mai sus s-a propus :

1. Efectuarea de încercări experimentale în cărbune privind împuşcarea cu întîrzieri de milisecunde în lgnit la o mină lipsită de pericolul aprinderii metanului sau a prafului de cărbune.
2. Continuarea încercărilor experimentale în steril la unele din minele din Valea Jiului, unde împuşcarea cu capse Schäfler este admisă.
3. Extinderea încercărilor experimentale privind numai îmbunătăţirea burajului atît în minele din Valea Jiului, cît şi în lignit la Filipeştii de Pădure, Doiceşti etc.
4. Construirea în scopuri experimentale, în special pentru determinarea treptelor de întîrziere optimă, a unui explozor electronic.

Pentru a se asigura rezolvarea cu succes a problemei de mai sus, se propune ca la început lucrările experimentale să fie iniţiate numai la o singură exploatare, cu o echipă de 3 artificieri conduşi de un inginer. Această echipă să efectueze o serie de încercări de împuşcare la început numai într-un singur loc de muncă şi numai după ce procesul tehnologic va fi pus la punct, să se extindă şi la celelalte locuri de muncă.

Echipa după ce va executa cîteva sute de împuşcături, fiind complet instruită, şi numai după ce va obţine rezultate la prima exploatare, va începe extinderea procedeului şi la celelalte mine în care scop se va deplasa la exploatările respective, va instrui o altă echipă de artificieri şi va pune la punct procedeul cel puţin la un loc de muncă.

Atacînd problema simultan la mai multe exploatări, nu se mai poate asigura un control şi o supraveghere susţinută şi în consecinţă încercările nu vor da rezultatele scontate, şi deci procedeul va fi în scurt timp abandonat.

Noi apariţiuni de scheelit, în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor (II)

Ing. C. Superceanu

Prezentul studiu semnalează prezenţa şi extensivitatea mineralizaţiilor de scheelit, în întreaga provincie geochimică a banatitelor şi în special în cîteva zăcăminte contactpneumatolitice clasice din Transilvania şi Banat.

După cum s-a specificat în partea I-a a acestui studiu *), apariţiunile de scheelit s-au divizat în cinci grupe paragenetice principale, în funcţie de caracteristicele lor mineralogice şi geochimice, precum şi de situaţia lor în provincia geochimică (dela nord la sud).

Tipul I. Mineralizaţii de scheelit, asociate cu molibdenit şi bismutină (şi sulfosăruri de Bi, Pb, Cu, Fe, Te, Ag) în scarne granatice, wolastonitice şi epidotice.

Tipul II. Mineralizaţii de scheelit, asociate cu magnetit martitizat în scarne andraditice şi epidotice.

Tipul III. Mineralizaţii de scheelit asociate cu calcit, calcopirită, cobaltină în calcare metamorfozate şi scarne epidotice.

Tipul IV. Mineralizaţii de scheelit, asociate cu mispichel, tetradimit, bismutină şi calcopirită, în scarne wolastonitice-diopsidice, vesuvianice şi tremolitice.

Tipul V. Mineralizaţii de scheelit, asociate cu molibdenit, bornit — digenit — calcopirită, tetraedrit în marmore şi scarne granatice — tremolitice.

In prima parte a lucrării *), s-au dat caracteristicele generale ale provinciei banatitice şi s-a descris tipul I, din Transilvania, al mineralizaţiilor de scheelit.

In continuare vom studia celelalte patru tipuri, de apariţiuni de scheelit din Banat.

II. MINERALIZAŢII DE SCHEELIT ASOCIATE CU MAGNETIT MARTITIZAT IN SCARNE ANDRADIDICE ŞI EPIDOTICE

Mineralizaţiile de fier cu cristale de scheelit, au fost puse în evidenţă pentru prima dată în vara anului 1954, într-un grup de zăcăminte de contact [10] [11] din Banatul estic, situate la limita sud-vestică, a complexului cristalin din Poiana Ruscăi.

Mărimea indivizilor cristalini de scheelit, este apreciabilă (2—7 cm), putînd fi considerată, printre cele mai bine dezvoltate cristale, din zăcămintele din Europa, fiind asemănătoare cu clasicele exemplare dela Traversella (Italia), Pitkäranta sau din Erzgebirge. Dimensiunile acestor cristale, ne-au condus la un studiu mai detaliat asupra regiunii şi apoi asupra minereurilor şi scarnelor din întreaga provincie geochimică a banatitelor.

Mineralizaţiile sînt localizate la contactul dintre rocele eruptive banatitice şi complexul epizonal cristalin sau calcare, fiind constituite din magnetit, martit, oligist, calcopirită, granaţi, epidot, tremolit, actinot, calcit etc.

In mineralele metalice, precum şi în scarne, sînt diseminate în mod sporadic şi neuniform, cristale de scheelit de dimensiuni variabile, între 1—5 mm şi excepţional cristale mari şi aglomerări de zeci de cm^3.

Scheeelitul s-a pus în evidenţă mai ales în zonele de exocontact (granaţi, epidot, tremolit, actinot) şi uneori şi în zonele de endocontact (plagioclazi, cuarţ, epidot, diopsid) ale banatitului.

Roca eruptivă banatitică care a generat zăcămintele şi mineralizaţiile de fier de acest tip din regiune, formează un corp mare, (încadrat între localităţile Tincova, Idioara şi Nadrag) reprezentat prin granodiorite, cu o serie de apofize şi digitaţii (în partea sudică şi estică) de roce diferenţate, foarte variate ca structură, chimism şi compoziţia mineralogică (granodiorite porfirice, granite, aplite, gabrodiorite şi roce efusive ca andezite, dacite, riodacite şi chiar riolite banatitice veritabile). Corpurile mari sînt granodiorite holocristaline, unitare, apofizele însă sint extrem de variate şi prezintă toate tranziţiile între rocele intrusive şi efusive, între diferenţierile, acide şi bazice.

Tipul predominant (roca principală a masivului) este un granodiorit holocristalin cu 64% SiO_2, ce prezıntă, efecte evidente de contaminare, conţinînd 4—6% CaO în raport cu complexul cristalin (filite, cloritoşisturi, sericitice, marmore, amfibolite etc.), care constituie fundamentul regiunii.

Puţin înspre sud de zona mineralizată se interpune, o zonă de micaşisturi şi paragneise (muscovitice, biotitice şi granatice), precum şi gneise aplitice şi oculare (de injecţie) de tip Lotru.

In jurul corpului principal de banatit, precum şi în jurul apofizelor s-au dezvoltat zone importante de corneene şi de scarne (în special la sudul şi estul masivului) în care sînt localizate zăcămitele de fier (cupru şi uneori Pb-Zn) cu scheelit din regiunea studiată.

---

*) Publicat în „Revista Minelor", nr. 4, 1956.

Şi *scarnele* sînt foarte variate, fiind bine desvoltate în apropierea sau pe contul lentilelor de calcar, intercalate în filite; amintim scarne granatice (andratitice, grosularice şi hessonitice), piroxenice (diopsid, hedenbergit, augit), amfibolice (cu tremolit, actinot) cu clorite şi zeoliţi, etc.

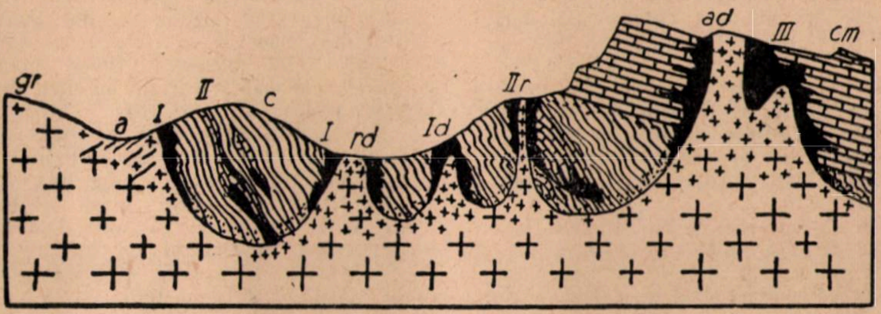


Fig. I. Profil teoretic ce ilustrează cele trei tipuri principale de zăcăminte de fier (subordonat Cu—Pb—Zn) din Banatul de est, în care s-au determinat apariţiunile de scheelit.

Tipul I. Mineralizaţii de fier, în scarne andraditice şi corneene, la contactul dintre banatite şi complexul (Filitic) epizonal.

Tipul II. Mineralizaţii de fier în scarne andraditice, epidotice şi tremolitice, la contactul dintre banatite şi lentilele de calcare şi marmore, incluse în complexul cristalin.

Tipul III. Mineralizaţii de fier (şi Cu-Pb-Zn) la contactul dintre banatite şi calcarele cretacice.

c) complexul cristalin epizonal; *Cm)* calcare mesozoice-cretacice; banatitele sînt reprezentate prin granodiorite *(gr.)*, cu diferenţieri aplitice *(a)*, andezite *(ad)*, dacite *(d)*, riodacite *(rd)*, şi riolite *(r)*.

Corneenele se desfăşoară pe suprafeţe întinse, fiind constituite din agregate grano-lepidoblastice micro-cristaline de plagioclazi intermediari şi bazici, cuarţ, cordierit ferifer, granaţi, andaluzit, magnetit, titanit, apatit, silimanit, corindon şi grafit. Ultimele trei componente apar accidental.

Mineralizaţiile de fier, cu scheelit din regiune se pot împărţi în 3 grupe principale şi anume:

— Mineralizaţii situate în corneene şi scarne andraditice, la contactul dintre banatite şi complexul cristalin filitic-sericito-cloritic (tip Bîrne-Rotoane-Stîlpu). Cristalele mari de scheelit provin din acest tip de mineralizaţii (fig. 1).

— Mineralizaţii amplasate în lentilele de calcare şi marmore, intercalate concordant în şisturile epizonale, care au fost scarnizate de banatite. (Tip Nădrag-Bratonea).

— Mineralizaţii formate la contactul dintre banatite şi calcarele cretacice (Tip Ascuţita-Negrii), care ocupă zone întinse în partea sudică şi sud-vestică din Poiana Ruscăi.

Studiul microscopic al minereurilor din mineralizaţiile enunţate mai sus, a permis identificarea următoarelor minerale:

Minerale metalice: scheelit, magnetit, hematit, oligist, martit, calcopirit, cubanit, pirotină, molibdenit, bornit, pirită, blendă, galenă, calcosină, covelină, tungstit, malahit, azurit şi limonit.

Mineralele de scarn şi ale *corneenelor:* granaţi, grosular, hemonit, piroxeni (diopsid, hedenbergit, augit), epidot, amfiboli (tremolit, actinot, glaucofan), feldspaţi (ortoză, andezin, byttownit), cuarţ, calcit, flogopit, cordierit, andaluzit, silimanit, titanit, apatit, corindon, grafit, clorite, nontronit.

Minerale metalice

Scheelitul ($CaWO_4$) este mineralul cel mai expresiv din masa acestor minereuri. După cum s-a spus, prezenţa scheelitului în R.P.R. s-a semnalat pînă în prezent o singură dată de către Al. Koch, în anul 1924, în zăcămîntul de contact dela Ciclova din Banatul de sud, [7] unde s-a identificat cîteva cristale mici. In cei 32 ani trecuţi de atunci, nu s-a mai sesizat prezenţa scheelitului, în provincia banatitică, deşi s-au executat lucrări miniere şi studii asupra zăcămintelor de contact.

In mineralizaţiile din Banatul de est, scheelitele semnalate prin lucrarea anterioară [10] şi prin prezentul studiu, apar mai frecvènt, avînd dimensiuni mai mari şi o parageneză (principală) cu totul originală, reprezentată prin sistemul: $CaWO_4$—Fe_3O_4—Fe_2O_3—$Ca_3Fe_2(SiO_4)_3$—$Ca_2(Al,Fe)_3(OH)\ (SiO_4)_3$, care este complectată prin minerale cuprifere şi alte minerale de scarn.

Caracteristice fizice. Se prezintă sub formă de cristale patratice, cu aspect granular, în general hipidiomorfe, care în mod curent au dimesiuni de 1—3 (5) mm. In mod excepţional s-au găsit în valea Bîrnelor mici dela Tincova, cristale mari idiomorfe de 7 cm lungime şi 3—4 cm grosime, precum şi aglomerări de 10—20 cm³. Greutatea specifică variază între 5,94—6.02.

Cristalele mari de scheelit prezintă tendinţa de a se grupa mai multe la un loc, sub formă de cuiburi situate de preferinţă la limita magnetitului cu andraditul şi epidotul.

In februarie 1955, s-a găsit la Bîrne, un bloc de magnetit martitizat albăstrui de peste 30 kg, ce conţinea un grup de cinci cristale prismatice mari de scheelit de 3—7 cm lungime, asociate cu andradit, epidot şi tremolit. Intrucît aceste cristale erau bine desvoltate, asupra lor s-au executat primele măsurători cristalografice, analizele chimice şi spectrografice şi s-au stabilit corelaţiile paragenetice de individualizare ale scheelitului în raport cu celelalte faze minerale prezente (minerale de fier, silicaţii de scarn etc), ulterior aceste analize au fost confruntate cu rezultatele cercetărilor asupra celorlalte apariţiuni de scheelit din regiune.

Cristale patratice mai bine individualizate la care feţele (111) (101), (011) (112) şi (121) s-au conservat bine se întîlnesc mai rar în geodele scarnului, fiind asociate cu cristale prismatice verzi de epidot, rozete de oligist, cristale de cuarţ şi fibre de tremolit care uneori sînt acoperite şi pigmentate de o pulbere brună de nontronit. Această parageneză deşi este plasată în scarn, aparţine unei faze de tranziţie pneumatolitică-hidrotermală.

Generaţii de $CaWO_4$. Examinarea sistematică a minereurilor din diversele apariţiuni a confirmat şi aci existenţa a două generaţii de scheelit (pe care le-au numit scheelit I şi II), analog ca la zăcămîntul de Mo—Bi, anterior descris, însă în cazul de faţă, aceste două generaţii nu sînt atît de riguros separate.

— Scheelitul I, este reprezentat numai prin cristale mici (0,1—1,5 mm) diseminate în magnetitul martitizat, în andradit și uneori în epidot, actinot, flogopit, ele avînd însă predilecția de a se fixa printre agregatele fibroase de tremolit și în parageneză cu acesta.

— Scheelitul II, formează cristale mari, bogate în fețe, fiind localizat în magnetit, andradit și în special în vecinătatea epidotului. Paragenezele scheelitului cu epidotul (agregate prismatice — radiare) și cu rozetele de oligist, precizează că separarea acestei generații a $CaWO_4$, a avut loc în faza catatermală, deci s-a individualizat ulterior magnetitului, granaților și piroxenilor.

In marile zăcăminte de scheelit în scarne din Uniunea Sovietică, în Asia Centrală (Munții Ac-Tau, Nuratin, Leangar, Coitaș, Karatiube, Leninabad etc), aceste generații de scheelit sînt prezente — perfect distincte între ele — avînd însă parageneze și mai complexe.

Culoarea. Scheelitele din mineralizațiile studiate, prezintă o culoare albă-lăptoasă, alb de sidef, gălbui-verzui, albăstruie sau brunie; în funcție de mineralele însoțitoare. S-a stabilit că wolframatul de calciu, poate fi pigmentat în culorile cele mai variate, prin geluri de oxizi și carbonați bazici cupriferi, hidroxizi de fier și mangan, substanțe cloritice, nontronite etc.

Observațiile microscopice au dus la recunoașterea unor incluziuni micronice de covelină, cuprit, malahit, tungstit, azurit, clorit, göthit, nontronit etc. în cristale verzi-albăstrui (foarte rare) și brune de scheelit. Incluziunile de elemente străine apar în zona de oxidație.

Analizele chimice efectuate asupra cristalelor pure indică 77,43—78,22% WO_3 și 1,29—1,47% MoO_3, ceea ce apropie mineralul de grupa molibdoscheelitelor $Ca(W,Mo)O_4$ [11]. In primăvara anului 1956 s-a găsit în zăcămîntul dela Stîlpu (Tincova), în scarne actinotice, cristale gălbui de scheelit cu numai 0,52% M_0O

Conținutul de molibden se datorește substituției isomorfe a wolframului (W^{+6} Ri = 0,63 Å) prin molibden (Mo^{+6} Ri = 0,61 Å), respectiv a grupului $(WO_4)^{-2}$ (Ri = 3,52 Å) prin grupul $(MoO_4)^{-2}$ (Ri = 3,45 Å), fenomen ce apare frecvent la scheelitele contact-pneumatolitice.

Spectrografic s-a determinat niobiu, bismut, titan, vanadiu și fier, metale ce pot substitui isomorf wolframul. Elementele ce înlocuiesc isomorf calciul, adică yttriul, ceriul, stronțiul, fierul manganul, magneziul, cuprul, plumbul și bariul, au fost identificate tot prin analiza spectrală (fig. 6).

Există însă un grup de elemente care pot fi incluse în scheelit (tabela 1), ca incluziuni mecanice; acestea sînt, Fe, Mn, V, Ti, Cu, Mg, Ba, Al și Si.

Tabela 1, ne indică toate elementele substituente ale W și Ca, razele lor ionice și liniile spectrale caracteristice cu ajutorul cărora au fost identificate.

Tabela 2, dă analiza chimică generală a scheelitelor găsite pînă în prezent.

Paragenezele scheelitului. In urma studiilor efectuate pe teren, asupra aflorimentelor și din deschiderile miniere vechi și actuale, și a cercetărilor de laborator, executate în intervalul 1954—1956, s-au stabilit deocamdată șase tipuri principale de parageneze. Probabil că prin noile explorări miniere, ce se execută actualmente de către trustul P.E.D.M. vor mai ieși la iveală și alte asociații ale scheelitului.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — Fe_3O_4 — Fe_2O_3 — $Ca_3Fe_2(SiO_4)_3$ — $Ca_2(Al, Fe)_3(OH)(SiO_4)_3$.

Asociația scheelitului cu magnetitul martitizat albăstrui, în scarn andraditic și epidotic a fost identi-

Tabela 1

Posibilitățile de substituție ale wolframului și calciului din scheelite, în funcție de Ri a elementelor. Toate metalele specificate în tabelă au fost identificate prin analiza spectrografică prin liniile spectrale caracteristice

Elemente capabile de a substitui isomorf W^{+6}	Ri Å	Liniile spectrale caracteristice prin care a fost identificat Å	Elemente capabile de a substitui Ca^{+2}	Ri Å	Liniile spectrale caracteristice prin care a fost identificat Å
W^{+6}	0,63	2896,01 2896,45 2944,39	Ca^{+2}	1,06	4226,70 3968,52
Mo^{+6}	0,61	3132,59 3170,35	Y^{+3}	1,06	3216,68 3242,28
Nb^{+5}	0,69	3094,18 2927,81	Ce^{+4}	1,02	3103,38 3201,71
Bi^{+5}	0,72	2897,97 3067,72	Sr^{+2}	1,26	3380,71 3464,46
Ti^{+4}	0,64	3186,45 3191,99	Mn^{+2}	0,91	2794,82 2801,06
V^{+3}	0,65	3183,41 3183,98 3185,40	Fe^{+2}	0,83	2598,37 2599,40
Fe^{+3}	0,67	2598,37 2599,40	Mg^{+2}	0,78	2852,10 2802,73
$(WO_4)^{-2}$	3,52	—	Cu^{+2}	0,70	3247,54 3273,96
$(MoO_4)^{-2}$	3,45	—	Pb^{+2} *)	1,32	3639,62 2614,24
$(FeO_4)^{-5}$	3,25	—	Ba^{+2} *)	1,43	3071,59
$(TiO_4)^{-4}$	3,28	—			

*) *Substituția isomorfă a Ca^{+2} prin Pb^{+2} și Ba^{+2} este o problemă insuficient clarificată pînă în prezent.*

Tabela 2

Compoziția chimică a principalelor varietăți de scheelit (Metalele rare Y, Ce, Nk) au fost dozate spectrografic semi-cantitativ pe bază de etaloane)

Compoziția chimică %	$CaWO_4$ teoretic	1	2	3	4
		Scheelit alb	Scheelit galben	Scheelit gălbui-bruniu	Scheelit verzui
		asociat cu magnetit și andradit	asociat cu actinot, epidot, clorit	din scarn epidotic	din scarn tremolitic cuprifer
WO_3	80,53	77,43	77,35	88,22	72,62
MoO_3	—	1,45	0,52	1,29	1,47
V_2O_5	—	0,002	—	0,01	—
Nb_2O_5	—	0,002	—	spectr.	—
Bi_2O_5	—	spectr.	spectr.	spectr.	spectr.
SiO_2	—	0,26	0,59	0,42	0,22
TiO_2	—	—	spectr.	0,003	spectr.
Al_2O_3	—	—	0,95	0, 0	—
Y_2O_3	—	0,001	spectr.	spectr.	—
Ce_2O_3	—	0,001	—	spectr.	—
CaO	19,47	18,52	19,35	18,06	18,65
MgO	—	0,21	0,36	0,18	0,15
PbO	—	spectr.	spectr.	0,015	0,01
CuO	—	—	—	spectr.	0,14
BaO	—	spectr.	—	—	—
SrO	—	spectr.	—	spectr.	—
FeO	—	1,05	0,02	1,18	2,01
MnO	—	0,09	0,003	0,14	0,20
Gr. Sp.	5,49	5,49	5,97	6,02	5,94

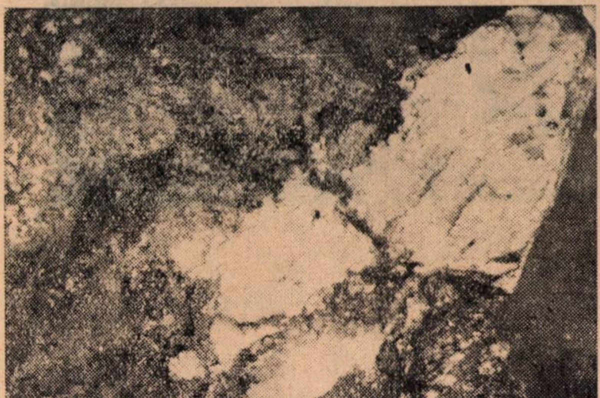


Fig. 2. Cristal fracturat de scheelit (alb), în scarn andraditic ($a+e$) cu magnetit martitizat (m) de la Tincova (Valea Bîrnelor mici) (Mărime naturală)

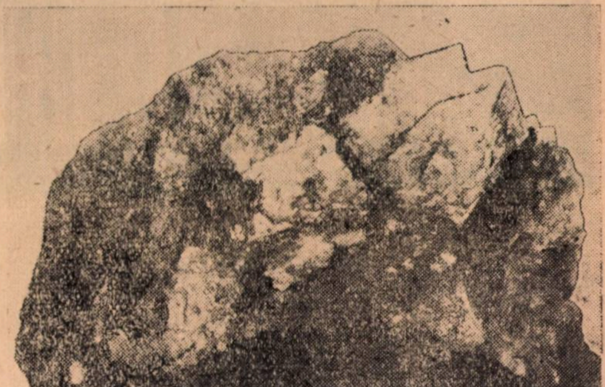


Fig. 3. Cristale de scheelit (alb), într-o masă de scarn andraditic — epidotic (cenușiu) cu magnetit martitizat (negru). Parageneză caracteristică pentru v. Bîrnelor mici Tincova) (1/4 din mărimea naturală).

ficată, pentru prima dată în Valea Bîrnelor mici și în mina Rotoane. Pînă în prezent această parageneză a oferit cele mai mari cristale de scheelit, descrise anterior. (Fig. 2, 3, 4, 5). Grosularul, tremolitul, cuarțul, diopsidul, augitul, plagioclazii etc. sînt prezenți însă în cantități reduse.

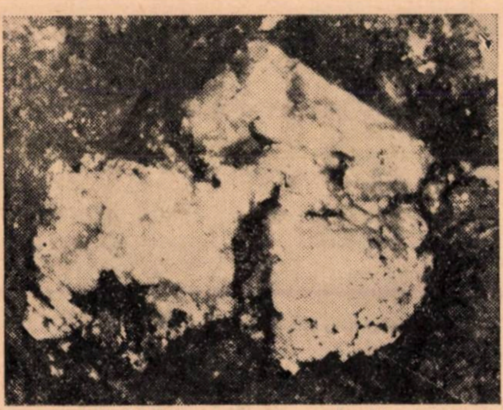


Fig. 4. Cristal hipidiomorf de scheelit (alb), parțial fracturat, în masă de scarn andraditic — epidotic cu magnetit (mărime naturală)

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — Fe_2O_3 — Fe_3O_4 — $CuFeS_2$ — $Cu_3(Al, Fe)_2 (SiO_4)_3$ din valea lui Radu, se evidențiază prin predominarea oligistului și hematitului,

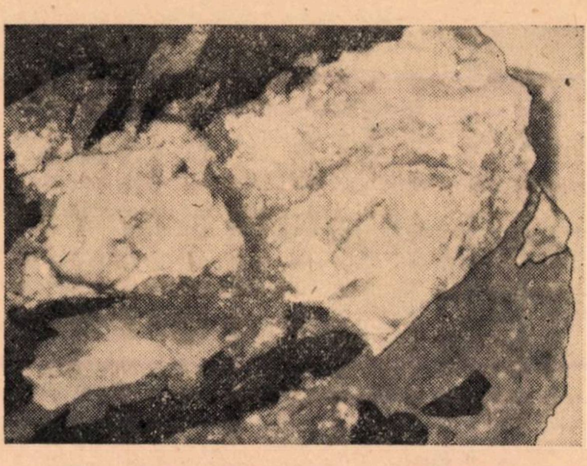


Fig. 5. Cristal mare, fisurat de scheelit (alb) în scarn granatic-epidotic (cenușiu), cu magnetit (negru) (Mărire 2 x)

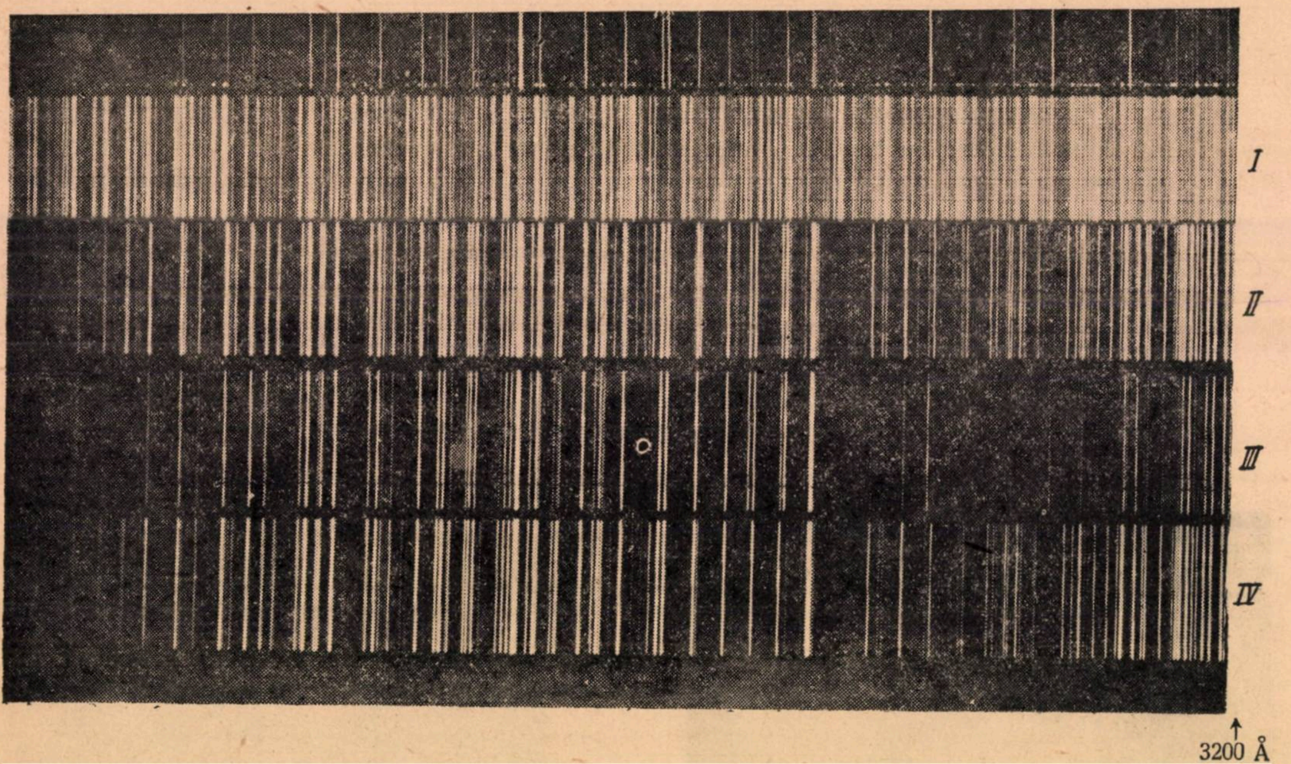


Fig. 6. Spectrograma scheelitului (de tip Bîrne), în comparație cu spectrogramele principalelor minerale însoțitoare (andradit, magnetit în intervalul 2900—3190

In spectrograma scheelitului — în intervalul 2 900-3 190 A. — s-a identificat prezența următoarelor elemente :
Niobiu, prin liniile 2 908,24, 2 927,8 și 3 094,2 A.
Molibden, prin liniile 3 132,3, 3 158,16 și 3 170,3 A.
Bismut, prin linia 3 067,72 A.
Ceriu, prin linia 3 103,4 A.
In spectrogramele magnetitului martitizat și al andraditului, s-au identificat :
Wolfram, prin dubletul caracteristic de 2 947-2 944,4 A.
Molibden, prin liniile 3 132,3 și 3 158,16 A.

Liniile spectrale ale celorlalte elemente (Ba, Pb, Sr, Ti, Mn. etc.) sînt situate în afara intervalului înregistrat în spectrograma de față.

I Spectrograma etalon a wolframului metalic.
II Spectrograma andraditului pur.
III Spectrograma unui cristal de scheelit (Bîrne).
IV Spectrograma magnetitului martitizat. (Anterior pseudomorfozat după oligist).
(Mărire 10 x)

cristalele de scheelit, apar foarte rar, avînd 0,1—1 mm. Mineralele cuprifere (calcosina, bornitul, malahitul) şi pirita sînt prezente în cantităţi mai mari.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — Fe_3O_4 — $CuFeS_2$ — $Ca_2Mg_5 (Si_4O_{11})_2 (OH)_2$, de la Dealul Giurgiului, este net separată de apariţiunile învecinate, scheelitul formează cristale de 1—10 mm (rar), într-un scarn tremolitic (actinotic-cloritic) alterat impregnat cu malahit şi hidroxizi feromanganiferi. Tot în parageneză cu magnetitul şi tremolitul, scheelitul apare în Valea Vîrciorovei. (la cheiul calcaros) şi la Ascuţita mică, sub formă de cristale de 0,5—1 mm.

— *Parageneza*: $CaWO_4$ — $Ca_2 (Fe, Mg)_5 (Si_4O_{11}) (OH)_2$ — Fe_2O_3 In scarnele verzi cu actinot, şi oligist din zăcămîntul Stîlpul de la Tîncova, la care se mai adaugă şi epidotul, cloritele, zoizitul, talcul etc. s-au găsit cristale albe şi galbene de scheelit de 1—16 mm, iar scarnul conţine 0,002 — 0,01% W. Influenţele hidrotermale au fost foarte accentuate (fig. 8 şi 10).

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — Fe_3O_4 — $KMg_3 (F, OH)_2 (AlSi_3O_{10})$ — Clorite, este întradevăr o raritate mineralogică, scarnul flogopitic cloritizat cu magnetit şi scheelit (0,2 — 1 mm), fiind prezent într-un punct de pe valea Vîrciorovei. (Glimboca).

Idioblastele de magnetit (2—5 mm) sînt cantonate, într-o masă verde afînată foliacee de flogopit cloritizat, printre ale cărui paiete, se găseşte cîte un cristalit alb de scheelit. Uneori flogopitul este complect cloritizat.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — Fe_2O_3 — SiO_2 — $CaCO_3$, este hidrotermală. In filonaşele de cuarţ cu oligist din Valea Tincovei, s-au observat microscopic cîteva cristalite bipiramidale de scheelit. Analiza chimică a oligistului selecţionat a dat 62,34% Fe şi 0,05% W.

După cum s-a specificat şi într-o publicaţie anterioară [10] scheelitul este asociat paragenetic cu magnetitul (pseudomorfoză după oligist), ulterior intens martitizat, cu granaţii (andradit şi grosular), oligistul, calcopirita, epidotul, tremolitul, actinotul, flogopitul, cloritele etc.

Cercetările microscopice au stabilit că scheelitul II s-a individualizat după graniţi şi minerale de fier (magnetit, hematit, oligist), către sfîrşitul procesului metalogenetic (cînd a predominat un regim oxidant) al formării mineralizaţiilor (fig. 7, 9 şi 11).

Prin studiul amănunţit al corelaţiilor paragenetice ale mineralelor s-a precizat că procesul de formare al scheelitului coincide cu prima fază hipogenă de martitizare (oxidare) a magnetitului.

Prin procesele de oxidaţie hipergene ale scheelitului s-au format rar cruste subţiri gălbui-portocalii de tungstit ($WO_3\ nH_2O$) care uneori pigmentează şi mineralele însoţitoare, în special tremolitul şi epidotul. Scheelitul s-a identificat şi în aluviunile din valea Tincovei, Tincoviţei, Bîrnelor, Rotoanelor şi în Valea lui Radu.

Mineralele de fier, predomină, fiind reprezentate prin magnetit, hematit, martit şi oligist. Magnetitul substitue pseudomorf oligistul, cu splendide structuri de martitizare orientată (111) (100) (110), zonare şi reticulare. Culoarea albăstruie şi magnetismul puternic (atractiv) al acestor magnetite se datoresc, procesului de martitizare, fiind asociate şi cu cele mai mari cristale de scheelit.

Magnetitul se asociază de preferinţă cu andraditul, epidotul şi calcopirita. Oligistul şi hematitul sînt legate de antinot, epidot, clorit, pirită şi calcopirită. Pirotina apare rar, ca incluziuni micronice în magnetit.

Minerale de cupru. Singurul compus cuprifer mai important, este calcopirita, restul mineralelor (bornitul, cubanitul, calcosina, covelina, malahitul şi azuritul) nu au decît importanţă mineralogică. In apariţiunile de la Ascuţita, Lozna, Varniţa, Dognecea şi V. Negrii, se ivesc galena şi blenda.

Toate aceste minerale au fost descrise mai detailat [10]. Molibdenitul a fost identificat într-un singur caz, asociat cu calcopirita şi oligistul.

Minerale de scarn

Granaţii sînt constituenţii cei mai marcanţi ai scarnelor, fiind reprezentaţi prin andradit $Ca_3Fe_2 (SiO_4)_3$ şi subordonat prin grosular şi hessonit $Ca_3Al_2 (SiO_4)_3$. Andraditul formează mase compacte în zona exoscarnelor, avînd culoare brună şi un conţinut foarte ridicat în fier.

Formele predominante sînt (110) şi 211), caracterizîndu-se prin structuri zonare, incluziuni orientate de diopsid, plagioclazi, hedenbergit, oligist, magnetit şi uneori de scheelit. Magnetitul, epidotul, scheelitul, cordieritul şi alte minerale ale corneelor însoţesc granaţii.

Epidotul $Ca_2 (Al, Fe)_3 (OH) (SiO_4)_3$, formează cristale prismatice alungite, foarte bogate în feţe (100) (101) (001) (111) (102) etc., de 2—7 mm, în jurul aglomerărilor de magnetit şi oligist; precum şi sub formă de mase independente. Agregate radiare, de culoare verde deschis, asociate cu rozete de oligist (şi uneori de scheelit) sînt frecvente.

Prin analiza spectrografică a unor prisme pure de 2—3 mm, de epidot galben-verzui, s-au determinat prezenţa urmelor de ceriu (Ce^{+4} Ri = 1,06 Å) prin liniile caracteristice de 3103,38 Å şi de beriliu prin liniile de 2650,47 şi 3130,42 Å.

Ceriul substituie isomorf calciul, iar grupul $(BeO_4)^{-6}$ (Rt = 2,90 Å) înlocuieşte grupul $(Si0_4)^{-4}$ (Ri = 2,90 Å) constitutiv al mineralului.

Paragenezele epidotului cu magnetitul, scheelitul, actinotul şi cu sulfurile (pirita, calcopirita, bornit), au fost discutate anterior.

Tremolitul $Ca_2 Mg_5 (OH)_2 (Si_4O_{11})_2$, apare sub forma a 3—4 varietăţi, distincte din punct de vedere optic şi chimic (cu $2\ V = 88^0, 80^0$ şi 87^0; $Ng - Np = 0{,}02$), ca agregate fibroase paralele albe-gălbui, verzui şi cenuşii (1—10 cm). Tremolitul şi actinotul sînt mineralele gazdă ale scheelitului, fiind în parageneză cu magnetitul, epidotul, scheelitul şi granaţii. Apare în special în interiorul concentraţiilor de magnetit, iar în apropierea cristalelor de scheelit este uşor pigmentat în galben de tungstit.

Actinotul $Ca_2 (Fe, Mg)_5 (OH)_2 (Si_4O_{11})_2$, formează agregate aciculare — radiare şi fascicole divergente (3—20 mm) de culoare verde închis, foarte frumoasă. Caracterele optice ($2V = 82^0$, $Ng - Np = 0{,}023$) şi compoziţia chimică, ne arată că avem de a face cu un termen bogat în fier (14—17% FeO). Epidotul şi cloritele, oligistul şi zeoliţii, sînt aproape nelipsiţi din aceste scarne. Flogopitul şi cloritele, precum şi celelalte minerale de scarn, deşi prezintă particularităţi interesante, nu vor fi aprofundate aci.

Consideraţiuni metalogenetice şi geochimice

Geologia porţiunii sudvestice a Poianei Ruscăi, ne arată că mineralizaţiile de fier cu scheelit, sînt formate la contactul dintre roce eruptive banatitice acide şi intermediare, cu complexul cristalin epizonal şi cu calcarele.

Rocele granitice şi *granodioritice* (şi corespondentele efusive), prezintă caractere petrochimice, destul de apropiate, cu ale granitoidelor din U.R.S.S., Asia Centrală, sau ale cuarţmonzonitelor din S.U.A. (Nevada şi Californa), care sînt rocele generatoare ale scarnelor cu scheelit din aceste regiuni. De altfel legătura metalogenetică a scheelitului cu roce granodioritice semiacide, este de mult verificată.

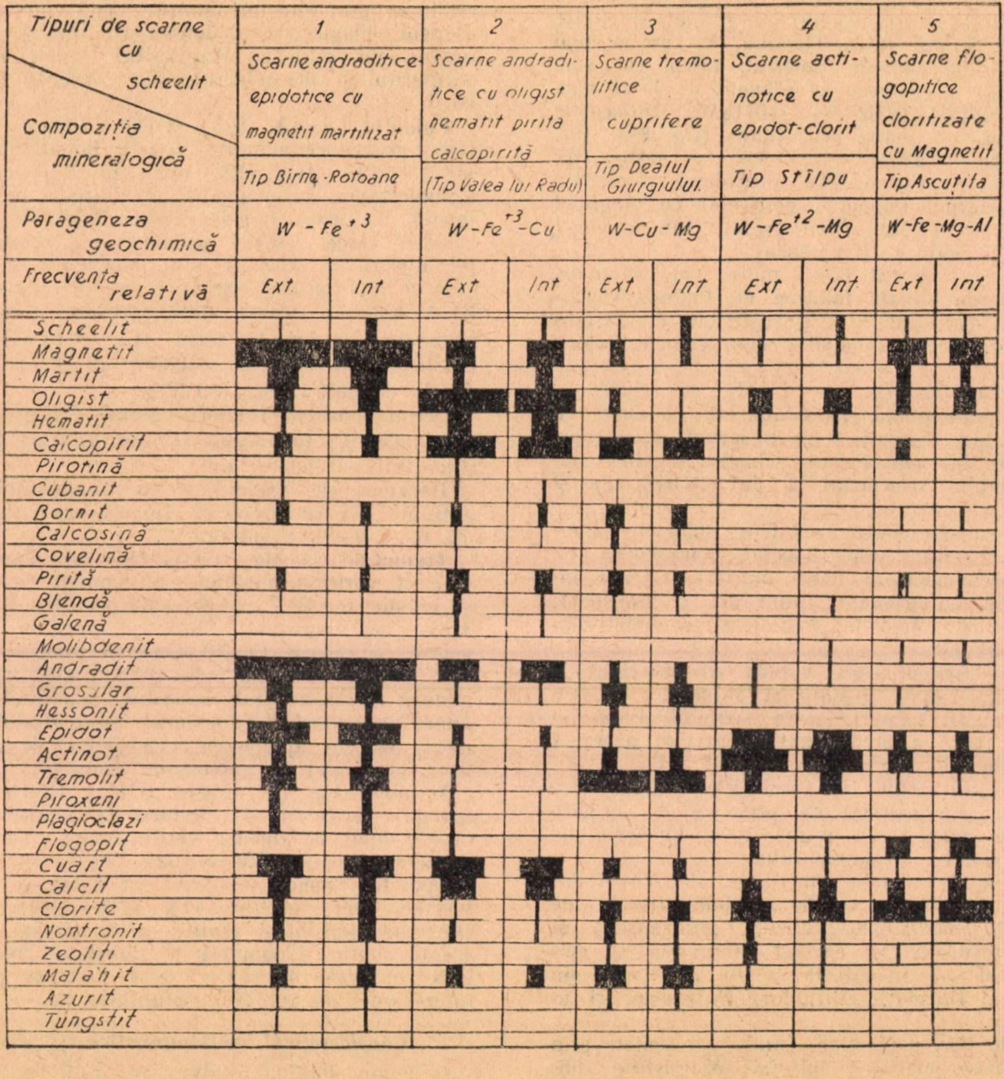
Scheelitul din masa mineralizaţiilor studiate este asociat paragenetic cu oxizi de fier (magnetit martitizat, hematit, oligist, martit) şi cu silicaţi de $Ca\text{-}Fe^{+3}$ (andradit, granaţi piroxeni) şi cu alumino-silicaţi de $Ca\text{-}Fe^{+3}$ (epidot) sau magnezieni (tremolit, actinot, flogopit, clorit). In unele puncte $CaWO_4$, apare asociat cu sulfosăruri cuprifere (calcopirit, cubanit, bornit) şi sulfuri de fier (pirita, pirotina).

Mineralizaţiile se caracterizează prin asociaţia wolframului (W^{+6} Ri = 0,63 Å) cu fierul trivalent (Fe^{+3} Ri = 0,67 Å) şi cu calciul parageneza geochimică fiind Fe—W—Ca—Si—Al—Mg.

Elementele Mo,Nb,V,Bi ce înlocuiesc, în cantităţi mici wolframul în scheelit s-au determinat spectrografic. Deasemenea microelementele ce substituesc isomorf calciul (Ce,Y,Sr,Mg,Mn, etc). Impurităţile sînt pe bază de Fe,Mn, Mg. Al, Si,V, Ti, însă unele din aceste elemente (Mg,V,Fe) pot substitui efectiv componentele principale ale $CaWO_4$. Poziţia Sr, Ba, Pb, Fe, Mn, V este insuficient clarificată. Problema a fost discutată mai amplu la descrierea scheelitului, în Tab. 1, şi într-o publicaţie anterioară [11].

Tabela 3

Frecvenţa extensivă şi intensivă a mineralelor şi paragenezelor, în principalele tipuri de scarne cu scheelit.



Scheelitul s-a individualizat după granaţi şi după mineralele de fier, către sfîrşitul formării zăcămintelor, într-o ambianţă puternic oxidantă, procesul de separare al $CaWO_4$ suprapunîndu-se cu faza de martizare hipogenă a magnetitului.

Succesiunea de cristalizare a mineralelor este următoarea: plagioclazi, cordierit, diopsid-hedenbergit, augit, andradit, grosular — hessonit, magnetit I, hematit, pirotina, cubanit, scheelit I, oligist, epidot, actinot, tremolit, flogopit, magnetit II, martit I, scheelit II, cuarţ, molibdenit, bornit I, calcit, pirită, blendă, calcopirită, galenă, clorit, zeoliţi, nontronit, martit II (hipergen), bornit II, covelină, calcosină, cuprit, limonit, tungstit, malahit şi azurit (tabela 3).

Influenţa geochimică a calciului şi fierului. Formarea şi individualizarea cristalelor bine desvoltate de scheelit (adică separarea wolframului din magmă şi concentrarea sa sub formă de $CaWO_4$) este în strînsă legătură cu excesul de calciu asimilat de complexul eruptiv (de la marmorele incluse în filitele sericitocloritice şi calcarele cretacice). Prezenţa fierului trivalent (parţial asimilat din cristalin), oglindeşte concentraţia mare de oxigen ce exista către sfîrşitul formării mineralizaţiilor.

Este bine cunoscut faptul că cristalinul din Poiana Ruscă, conţine o serie de zăcăminte şi mineralizaţii extensiv-dispersate de fier, de origină sedimentogenă metamorfozate, însă în condiţii fizico-chimice diferite.

In ambianţă reducătoare, în prezenţa CO_2, şi la adîncimi reduse s-au format zăcămintele de ancherit şi siderit; în mediu mai oxidant şi la adîncimi mai mari, mineralizaţiile de hematit, oligist şi itabirit, şi

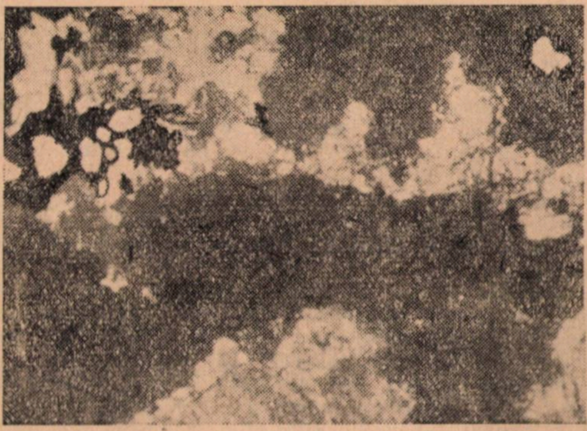


Fig. 7. Minereu de wolfram din Valea Bîrnelor mici de la Tincova. Magnetit martitizat (negru). Substituit prin scheelit (alb)
(Secțiune subțire, *P*, mărire 100 x).

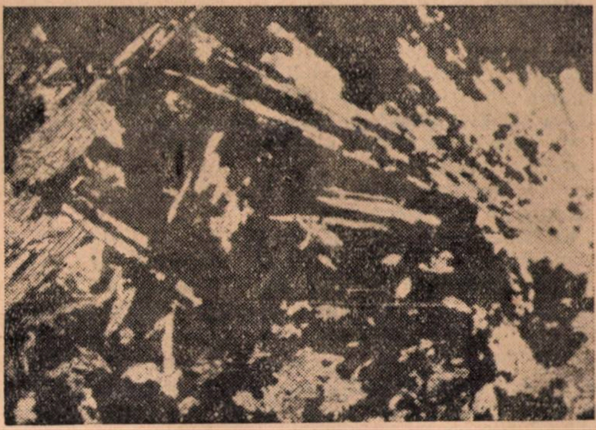


Fig. 8. Scarn antinotic wolframifer cu magnetit din zăcămîntul Stîlpu (Tîncova)
(Secțiune subțire, *P*, mărire 80 x)

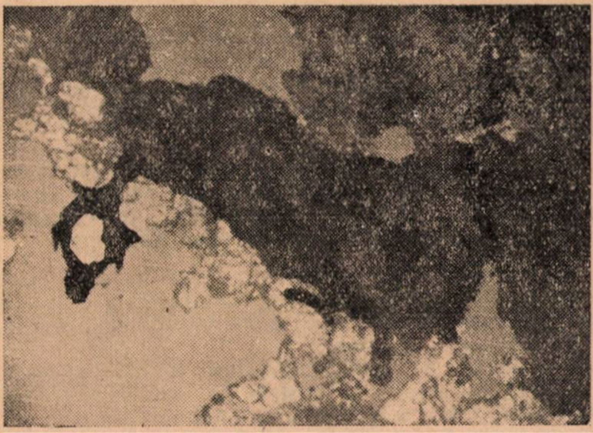


Fig. 9. Parageneza: scheelit — andradit — magnetit martitizat. Scheelitul (alb) formeaz ăcristalite și filonașe, pe fisurile magnetitului (negru). In stînga jos, aglomerări de andradit.
(Secțiune subțire + *N*, mărire 100 x)

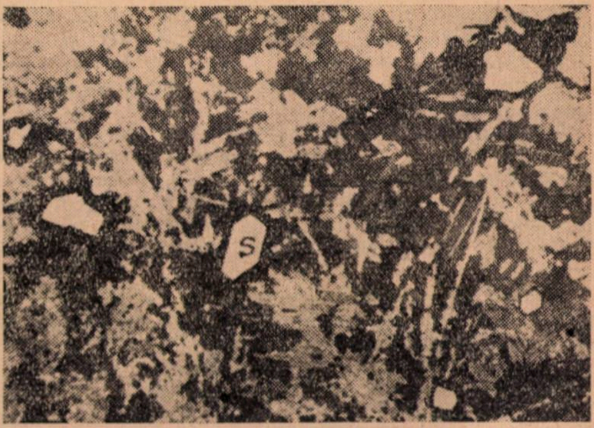


Fig. 10. Parageneza scheelit-magnetit-actinot-tremolit. Scheelitul *(S)* formează cristale albe-idiomorfe și hipidiomorfe Negru = magnetit, agregate aciculare.
(*P*, mărire 80 x)

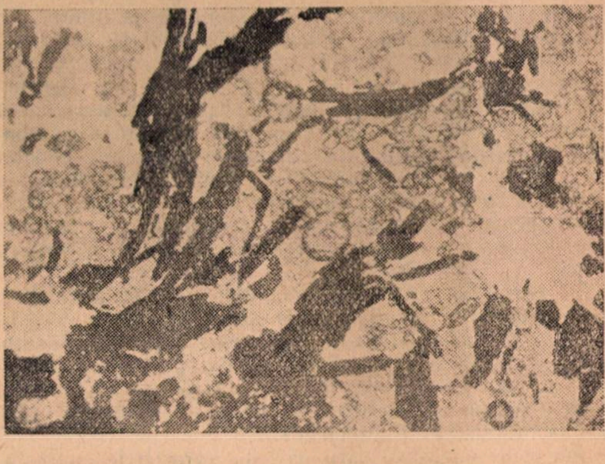


Fig. 11. Parageneza oligist-epidot din Valea lui Radu. Cristale tabulare îndoite de oligist (negru) în masa de scarn epidotic.
(P, mărire 50 x)

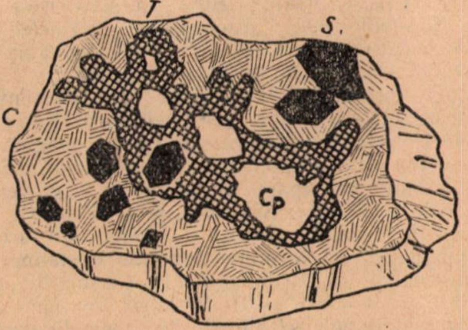


Fig. 12. Eșantion dintr-un filon de calcit-cuarț *(c)*, cu cristale de scheelit *(S)* și calcopirită *(Cp)* — tetraedrit (*T*) din autoscarne banatitice. Parageneza scheelit-tetraedrit, provine prin substituția ulterioară a calcopiritei prin tetraedrit. (Mărime naturală).

în fine în condiții meso-catazonale se formează magnetitul. Pirotina se individualizează în mediu sulfuros.

In afară de zăcămintele și aparițiunile, bine conturate și separate, cristalinul conține cantități mari de fier dispersat, în toată regiunea, (fixat în mineralele constituente ale corneenelor) și chiar diseminările de minerale de fier (magnetit, oligist, ankerit, siderit).

La contactul cu cristalinul, banatitele s-au contaminat şi au asimilat cantităţi mari de fier şi magneziu, care au jucat un rol însemnat la formarea zăcămintelor de contact de magnetit, oligist şi scheelit, situate în corneene şi scarne.

Calciul asimilat de la calcare, este factorul principal care creează excesul de oxigen, la formarea soluţiilor feruginoase — generatoare de scarne — consecinţa fiind predominarea oxizilor ferici (oligist, martit, hematit, magnetit martitizat, maghemit) şi a silicaţilor cu fier trivalent (andradit, epidot, cordierit ferifer).

Acţiunea de oxidant, indirect, al carbonatului de calciu, care se disociează, la contact se explică în parte prin reacţiile de mai jos:

$$CaCO_3 \underset{}{\overset{910-1000^0}{\rightleftharpoons}} CaO + CO_2 \qquad (1)$$

$$3\,CO_2 + 2\,FeO \rightleftharpoons Fe_2O_3 + 3\,CO \qquad (2)$$

$$CO_2 + 3\,FeO \rightleftharpoons Fe_3O_4 + CO \qquad (3)$$

Factorii determinanţi ai formării scheelitului — la acest tip de zăcăminte — în afară de conţinutul în wolfram al banatitelor acide şi internediare, au fost: excesul de calciu asimilat din calcare, ambianţa puternic oxidantă creeată de Ca^{+2} în prezenţa fierului, care prin fixarea oxigenului, a provocat antrenarea continuă în reacţie, deci disocierea maselor de carbonat de calciu. Oxidul de calciu se angajează imediat în reacţie cu silicea, fierul şi alumina, fixîndu-se în molecula andraditică, epidotică, etc. Intregul proces metalogenetic şi scarnizare şi asimilare, al zăcămintelor de acest tip este preconizat de H. M. Abdulaev [1].

In cazul cînd masivele granitice sau granodioritice, iau contact cu complexe cristaline bogate în Si—Al, se produce asimilarea de aluminosilicaţi, sau lipseşte complet fenomenul asimilării („linia pură" în concepţia lui A. E. Fersman), creeindu-se astfel condiţii pentru formarea filoanelor de cuarţ — wolframit. (Ex. China, Birmania, Erzgebirge).

Masivele intrusive care posedă caracterele petrochimice ale asimilării carbonaţilor, adică granodioritele cuarţmonzonitele, adamelitele etc. — conţin — la limita lor cu calcarele sau şisturile — frecvente zăcăminte de contact şi comportă scarne cu scheelit (Ex. U.R.S.S., Asia Centrală; SUA în California şi Nevada). Granodioritele caracteristice provinciei geochimice a banatitelor din Banat şi Transilvania se integrează şi ele parţial în această grupă.

Conform proprietăţilor chimice ale elementelor şi în concordanţă cu legea periodicităţii emisă de D. I. Mendeleev, este evident că dacă în magmă există Fe^{+2} şi Mn^{+2} (componenţii wolframitului (Fe, Mn) WO_4), calciul care apare în soluţie şi e provenit prin procese de asimilaţie, va fixa prin el însuşi wolframul generînd astfel scheelitul. Wolframitul are o valoare energetică de formare a reţelei cristaline U=675 şi paragenul P=3,5 (după A. E. Fersman); pe cînd scheelitul are U=594 şi P=2, adică din punct de vedere geoenergetic scheelitul se individualizează în condiţii de T,P şi C mai scăzute.

Acest principiu este just nu numai pentru exoscarnele de contact aşezate în vecinătatea calcarelor ci şi pentru autoscarnele banatitelor, ceeace este deosebit de caracteristic. In cîteva cazuri s-au observat cristale de scheelit chiar în banatitele din vecinătatea contactului. In asemenea cazuri este caracteristic că wolframul nu apare sub formă de wolframit, pe care am fi îndreptăţiţi să-l întîlnim în banatitele îmbogăţite în fier. (Poiana Ruscă, Ocna de Fer, Tincova, Nădrag etc.) Apariţia scheelitului, şi în cazul anterior, ca şi în cazul scarnelor este determinat de rolul calciului asimilat.

Asociaţia W—Mo. Din cauza prezenţei insuficiente a sulfului din soluţiile mineralizate (factor confirmat şi de prezenţa pirotinei şi frecvenţa redusă a piritei), majoritatea cantităţii de molibden a fost fixată în reţeaua scheelitului $Ca(W,Mo)O_4$, isomorf cu wolframul, deoarece razele ionice ale W^{+6} şi Mo^{+6}, precum şi ale grupurilor $(MoO_4)^{-2}$ şi $(WO_4)^{-2}$ sînt foarte apropiate (tabela 1).

Asociaţia W—Ca—Fe—Si—Al ,apare în parageneza foarte frecventă a scheelitului cu andraditul şi epidotul, mai rar cu grosular, hessonit, diopsid-hedenbergit şi augit.

Asociaţia W—Ca—Si—Mg. Conexiunea geochimică a wolframului cu magneziul este mai puţin evidentă, apărînd în paragenezele scheelitului din scarnele tremolitice, actinotice, flogopitice şi cloritice.

Asociaţia W—Cu, este prezentă în cîteva mineralizaţii, însă mineralele cuprifere (calcopirita, bornitul şi calcosina), exceptînd cubanitul ($CuFe_2S_3$) sînt destul de depărtate ca formare în timp şi spaţiu, de concentraţiunile de scheelit. Abea prin procesele hipergene, cristale de scheelit, au fost impregnate pe fisuri cu malahit, cuprit, covelină şi acoperite cu cruste de malahit.

Minerale din grupa cuproscheelitelor de tip (Ca, Cu) WO_4 sau $Cu_2\,(WO_4)\,(OH)_2$, nu există.

Asociaţia W^{+6} — Fe^{+3}. S-a stabilit deasemenea că o serie de magnetite pseudomorfozate după oligist, care au fost ulterior intens martitizate, la un conţinut de 70% Fe indică un conţinut constant de 0,3% W (alături de 0.01% Mo, 0,3% Mn şi 0,06% Ti), fără să se fi determinat prezenţa incluziunilor de scheelit.

Ca aspect exterior aceste magnetite se caracterizează — după cum s-a spus — prin nişte reflexe albăstrui, spărtură concoidală — aşchioasă şi un feromagnetism puternic.

In cazul cînd ar fi vorba de incluziuni ultramicroscopice de scheelit, acest conţinut de 0,3%W, ne-ar conduce la ipoteza că o parte din ionii de Fe^{+3} (Ri = 0,67 Å) (din magnetit, oligist sau martit) ar fi substituiţi parţial prin wolfram (W^{+6} Ri = 0,63 Å). Deşi asemenea cazuri au fost descrise în literatură [2], la alte minerale din grupa oxizilor complecşi de Nb — Ta — Ti (seria piroclor—columbit—euxenit—samarskit etc), ele reprezintă totuşi cazuri foarte rare, substituţia Fe^{+3} prin W^{+6} rămînînd actualmente, o problemă insuficient clarificată. Aceste probleme se pot stabili prin analiza structurală röntgeno-grafică.

Dealtfel însăşi parageneza Fe^{+3}—W^{+6}—Ca, este în general puţin frecventă la zăcămintele de contact cu minereuri de fier.

Deşi în faza actuală, scheelitul din aceste mineralizaţii, nu prezintă decît un interes mineralogic, se deschide însă posibilitatea existenţei unor concentraţiuni mai mari de wolfram ,în provincia geochimică a banatitelor.

III. MINERALIZAŢII DE SCHEELIT, ASOCIATE CU CALCIT ŞI CALCOPIRIT IN AUTOSCARNE BANATITICE, SCARNE EPIDOTICE ŞI CALCARE CONTACT-METAMORFOZATE

Mineralizaţiile de scheelit de acest tip sînt localizate în filonaşe calcit-epidot, ce traversează banatitul sau calcarele. De fapt aceste mineralizaţii prezintă două variante şi anume:

— Filonaşe de calcit, cu sulfuri (pirită, calcopirită, cobaltină, tetraedrit) şi cristale de scheelit la contactul banatitelor cu complexul cristalin, în aureola autoscarnizată a banatitului. (Valea Racoviţa, Oraviţa).

— Filonaşe de calcit-epidot, cu oligist şi scheelit, ce traversează calcarul metamorfozat (epidotizat), de un corp de banatit din adîncime. (Masivul Tîlva Mică, Oraviţa).

Deşi prezintă analogii, considerăm util de a descrie aceste iviri separat.

a) Mineralizații de scheelit în autoscarne banatitice

După cum s-a menționat, filonașele de calcit, sulfuri și scheelit, sînt situate în zona de contact a unor apofize de banatit, reprezentate prin granodiorite porfirice și riodacite, cu complexul cristalin format din paragneise biotitice și micașisturi.

In general *roca banatitică,* conține feno-cristale de plagioclazi (2—5 mm) zonați și maclați (albit + karlsbad), cristale de cuarț corodate magmatic, minerale melanocrate (hornblendă, biotit) epidotizate și piritizate și incluziuni globulare de epidot, (2—4 mm), baghete de zircon (0,05—0,4 mm), toate înglobate într-o pastă cenușie microcristalină.

In apropierea contactului cu cristalinul, din cauza receptivității reduse, față de mineralizatori, a acestuia, banatitul prezintă fenomene de autoscarnizare (endocontactmetamorfism), ilustrate prin procese de epidotizare, apariția diopsidului și granaților, impregnarea difuză cu sulfuri și chiar apariția cristalelor mici (0,21—1 mm) de scheelit.

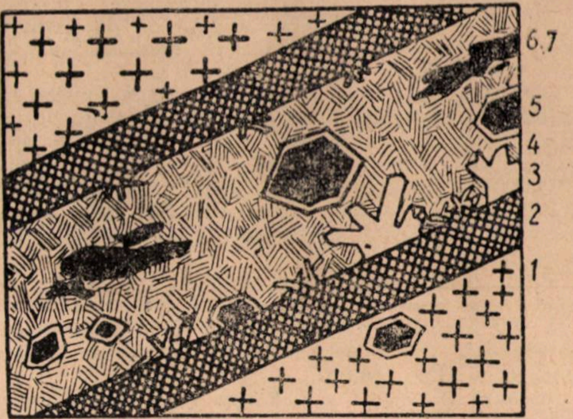


Fig. 13. Filon de calcit *(4)* cu depuneri marginale de epidot (*2*) și cuarț (*3*), în autoscarne banatitice (*1*). Grupările de sulfuri (calcopirită — tetraedrit) (*6*. *7*) și cristale de scheelit (*5*) sînt neregulat distribuite, în calcit, epidot și chiar în autoscarn.

Complexul gneisic — în zona contactului — este transformat în fîșii înguste de scarn granatic-diopsidic, care păstrează structura paralelă și oculară inițială.

Zona autoscarnizată este traversată de aplite mineralizate (cu pirită, calcopirit, molibdenit), filonașe hidrotermale de cuarț-epidot și filonașe de calcit (cu cuarț, epidot, florină, calcopirită, cobaltină, tetraedrit, pirită și molibdenit) care conțin și cristale mai mari (0,5—3 cm) de scheelit. Și în aceste formațiuni se suprapune faza de mineralizare hidrotermală (calcopirit, tetraedrit, calcit, pirită, epidot), fazei pneumatolitice de contact (granați, diopsid și mai puțin scheelitul, molibdenitul, cobaltina etc).

In general filonașele prezintă o textură simetrică, rar breciformă, avînd 1—10 cm grosime. Succesiunea de depunere epidot—cuarț—calcit—sulfuri, este evidentă.

Prin studiul microscopic al mineralizației s-au identificat următoarele minerale:

Minerale metalice: scheelit, calcopirit, tetraedrit, molibdenit, cobaltină, pirită, bornit calcosină, eritrină și malahit.

Mineralele de scarn (și hidrotermale) : calcit, epidot, cuarț, fluorină, grosular, diopsid, plagioclazi etc.

Minerale metalice

Scheelitul ($CaW0_4$) se prezintă sub formă de cristale idiomorfe, mai rar hipidiomorfe fracturate, incolore sau alb-lăptoase, cu luciu adamantin-gras, cu dimensiuni cuprinse între 0,5—3 cm.

Cristale patratice, în general cu habitus pseudooctaedric, formele predominante fiind (111) (101) și (001). Baza (001) este uneori bine desvoltată, astfel că cristalele din masa eșantioanelor, în secțiune apar cu conture hexagonale. Pe fețele de bipiramidă (101) se observă uneori striațiuni paralele fine, sau o rețea de striațiuni încrucișate, datorită maclelor de penetrațiune.

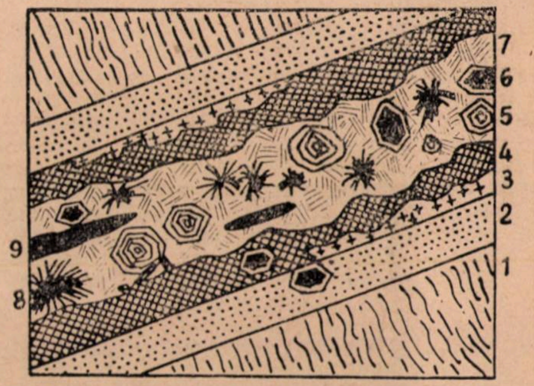


Fig. 14. Apofiză de scarn granatic-diopsidic *(2)* și cuarț *(3)* — epidot *(4),* cu depuneri hidrotermale de calcit (*7*) (în partea de mijloc) în calcar metamorfozat și epidotizat *(1) (5)* idioblaste de hesonit zonat; (*6*) scheelit; (*8*) oligist; (*9*) sulfuri.

Sub formă de cristale bipiramidale, mici (0,5—2 mm) scheelitul I apare ca incluziuni în banatitul autoscarnizat, în filoanele de aplite mineralizate și în filoanele de epidot (fiind asociat cu feldspați plagioclazi, cuarț, diopsid, granați, hornblendă).

Sub formă de cristale mai mari (0,3—3 cm), apare în calcit, sau la limita epidotului cu calcitul. Modul de prezentare al scheelitului II în masa filonașelor, este redat în Fig. 12 și 13. Este asociat cu calcitul, epidotul, calcopirita, tetraedritul, cobaltina, molibdenitul, fluorina, pirita, etc. Aparținînd unei parageneze catatermale. Spre deosebire de generația anterioară, scheelitul II prezintă tendința de a se concentra sub formă de aglomerări de cristale în masa de calcit.

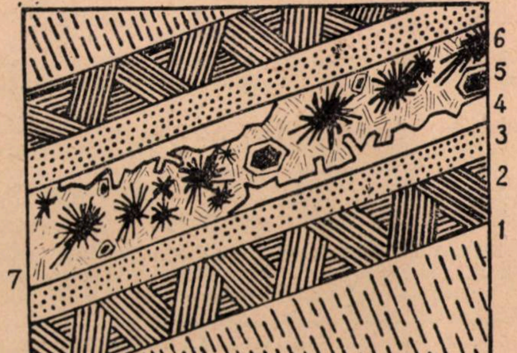


Fig. 15. Filon de calcit *(7)* cu bordură largă de clorit (*2*), scarn granatic-diopsidic (*3*) și depuneri de cuarț (*4*). Cristalele de scheelit (*5*) și rozetele de oligist *(6)* sînt cantonate în calcit *(1)* calcar metamorfozat și epidotizat.

Scheelitul din aceste mineralizații prezintă următoarele parageneze:

— *Parageneza:* $CaWO_4$II — $CaCO_3$, este cea mai răspîndită fiind discutată anterior; de reținut faptul că precipitarea $CaCO_3$ este mult mai tardivă, în perioada hidrotermală.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — $CaCO_3$ — CaF_2 — Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) $SiO_4)_3$ este destul de răspîndită, însă fluorina apare subordonat din punct de vedere cantitativ, ca cristale de 0,2—1 mm. Scheelitul apare la limita epidotului cu calcitul sau chiar concrescut cu cristalele prismatice de epidot.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — $CaCO_3$ — $CuFeS_2$ — $Cu_3\ SbS_{3-4}$. Parageneza scheelit — tetraedrit, care la prima impresie este compatibilă s-a format în modul următor:

După individualizarea cristalelor de scheelit, spaţiile dintre cristale au fost complectate cu calcopirită (cu lamele de cubanit). In faza ulterioară mesotermală a mineralizaţiei, calcopirita a fost total sau parţial substituită prin tetraedrit. Cubanitul în ambianţa sulfuroasă, creeată s-a descompus într-o masă fin granulară de pirită şi calcopirită. In acest mod, scheelitul apare uneori complect înglobat în tetraedrit; parageneză care în prima instanţă pare mai dificilă de interpretat.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — $CuFeS_2$ — MoS_2 — CoAsS — $Cu_3\ SbS_{3-4}$.

Calcopirita cu incluziuni scheelit, conţine uneori paiete şi globule (!) de molibdenit şi cristale idiomorfe de cobaltină, care prezintă structuri interesante de substituţie prin $CuFeS_2$.

S-au identificat structuri, în care calcopirita cu incluziuni de scheelit, molibdenit şi cobaltină, este total substituită prin tetraedrit.

Tabloul rezultat: cristale de scheelit, cobaltină şi paiete de molibdenit, înglobate într-o masă de tetraedrit, asociaţie care este foarte rar citată printre paragenezele scheelitului.

— *Parageneza* $CaWO_4$ — SiO_2 — $CaMgSi_2O_6$ — $Ca_3Al_2\ (SiO_4)_3$ — Ca_2 (Al, Fe) (OH) $(SiO_4)_3$ din autoscarnele banatitului, în care $CaWO_4$ formează cristalit (I), concrescute cu cuarţ, diopsid, grosular, epidot, etc.

— *Parageneza* $CaWO_4$ — SiO_2 — $NaAlSi_3O_8$ $2CaAl_2Si_2O_8$ — $CuFeS_2$, se întîlneşte în aplitul banatitic mineralizat cu cupru. Cristalele de scheelit sînt foarte sporadice, şi dimensiuni mici (0,2—1 mm), fiind în mod accidental asociate cu fluorina.

Scheelitul este substituit de calcit, fluorină, calcopirită şi uneori chiar de un epidot mai tardiv individualizat.

Modul de apariţie şi paragenezele scheelitului, pus în evidenţă pentru prima dată şi semnalat prin lucrarea de faţă, în valea Racoviţa, îi rezervă o poziţie specială interesantă; în raport cu celelalte mineralizaţii de scheelit din provincia banatitelor.

Calcopirita ($CuFeS_2$), este mineralul metalic cel mai răspîndit, apărînd în scarne, aplite, şi filonaşele de calcit — cuarţ — epidot. Formează plaje mari alotriomorfe (0,1—40 mm) în filonaşe menţionate, şi impregnaţiuni fine în aplite şi autoscarne. Include granule idiomorfe de cuarţ, pirită, cobaltină, particole globulare şi agregate radiare de molibdenit precum şi pulberi (0,01 mm) de pirită, orientate, ce provin prin descompunerea (sulfurarea) cubanitului.

Substituie orientat şi neorientat pirita, epidotul scheelitul, cobaltina şi molibdenitul, Calcopirita, la rîndul ei, este substituită ascendent prin tetraedrit — calcit şi descendent prin calcosină — β bornit şi marcasită ce se ilustrează prin incluziuni radiare, supranumite în literatură „ochiu de pasăre".

Tetraedritul (Cu_3SbS_{3-4}), însoţeşte peste tot calcopirita, pe care o substituie masiv (în faza mesotermală), în general neorientat. Particolele punctiforme, patratice şi triunghiulare de calcopirită 0,002—0,1 mm incluse în tetraedrit sînt provenite prin procese de desamestec. Bordurile plajelor de Cu_3SbS_{3-4} sînt alterate la calcopirită şi malahit. Prezenţa incluziunilor de cobaltină, molibdenit şi scheelit, a fost explicată anterior.

Molibdenitul (MoS_2), apare mai rar în valea Racoviţa, spre deosebire de mina Clementi, din apropiere, unde — după cum se ştie — apare frecvent.

Formează incluziuni globulare, cristale hexagonale, paiete şi agregate radiare (0,1—0,5 mm) în calcopirită, fiind asociat cu cobaltina şi scheelitul. Structuri în care molibdenitul este substituit de calcopirită şi tetraedrit sînt bine ilustrate.

Foarte rar se întîlnesc fluturaşi şi paiete de 1—3 mm în scarn şi aplite.

Cobaltina (CoAsS) împreună cu molibdenitul, scheelitul şi tetraedritul au fost pentru prima dată semnalate în mineralizaţiile cuprifere din valea Racoviţa. Se prezintă sub formă de cristale, dodecaedrice — pentagonale (210) şi chiar octaedrice (111) (!) de 0,05—0,3 mm, uneori perfect idiomorfe alteori foarte curios substituite prin calcopirită. In mai multe secţiuni lustruite s-a observat că centrul cristalelor este substituit prin $CuFeS_2$; între calcopirita inclusă şi cea din exterior fiind canale extrem de fine. — Prezintă structuri zonare, zonele centrale — avînd probabil compoziţie puţin deosebită — fiind mai uşor substituite prin $CuFeS_2$.

La +N, în ulei, la măriri puternice s-au relevat lamele de maclă polisintetice, extrem de fine, provenite prin transformările polimorfe ale modificaţiilor α şi β ale CoAsS.

Cobaltina este asociată cu calcopirita, resturile de cubanit, cu scheelitul, molibdenitul şi pirita. Ulterior prin substituţia calcopiritei prin tetraedrit, a apărut parageneza CoAsS — Cu_3SbS_{3-4}.

Porţiunile calcopiritei, mai bogate în incluziuni de cobaltină, care au fost supuse alteraţiei, sînt acoperite cu cruste de eritrină, de culoare roză — violacee, foarte accentuată.

Pirita (FeS_2) atît de frecventă în majoritatea zăcămintelor de contact din Banatul de Sud, aici se iveşte rar, sub formă de cristale cubice (1—4 mm) în masa carbonatică, fiind concrescută cu calcopirita, molibdenitul şi celelalte sulfuri.

Bornitul (Cu_5FeS_4) şi **Calcosina** (β —Cu_2S), formează borduri de 0,06—0,15 mm la periferia calcopiritei şi a tetraedritului, fiind provenită prin procese de alteraţie.

Eritrina $Co_3(AsO_4)_2 \cdot 8H_2O$, se caracterizează printr-o frumoasă culoare de „roz de zmeură", crustele au 0,1—0,6 mm grosime sînt depuse pe calcopirita şi tetraedritul cu incluziuni de cobaltină. Peliculele de eritrină se extind şi pe calcita din vecinătatea sulfurilor. Este însoţită de malahit, şi astfel din alternanta roz-verde — alb (calcit), rezultă un aspect foarte decorativ al eşantioanelor.

Malahitul $Cu_2(OH)_2\ CO_3$, este mult mai frecvent, întîlnindu-se precipitat pe autoscarne, pe banatite şi în filoanele mineralizate cu sulfuri. Crustele verzi de malahit (0,2—1 mm) conţin resturi de calcopirită, tetraedrit şi calcosină.

Minerale de scarn

Calcitul ($CaCO_3$) este mineralul principal al umpluturii filoniene şi deşi — în general — este hidrotermal s-a asimilat mineralelor de scarn. Formează depuneri pe fisurile banatitului; prezentînd şi cristale scalenoedrice (2131) şi romboedrice (1011) şi macle polisintetice după (0112). Are culoare alb pur. Este intim concrescut cu epidotul, granaţii, sulfurile şi scheelitul. Uneori conţine cristale milimetrice de fluorină.

Epidotul Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) $(SiO_4)_3$, ca filonaşe incluziuni în banatit etc. este caracteristic fenomenelor de endocontact. Cristalele aciculare şi prismatice de epidot, aparţin mai mult unei parageneze hidrotermale.

Cuarţul (SiO_2) este prezent în două generaţii, una de temperatură mai înaltă, alta tipic hidrotermală, ce pe druze a crescut sub formă de cristale hexagonale (prismatice şi bipiramidale), lungi de 4—7 cm.

Granaţii Ca_3 (Al, Fe)$_3$ $(SiO_4)_3$ şi **Diopsidul** ($CaMgSi_2O_6$) sînt frecvente în zina de endocontact a banatitului, în scarne, iar parageneza epidot — granat — diopsid — cordierit, în complexul cristalin cornificat, și scarnizat.

b) **Mineralizații de scheelit în calcare contactmetamorforzate**

Aparițiunile de scheelit se află în apropiere de mineralizațiile din autoscarne descrise anterior, fiind însă situate în filonașe de calcit — epidot ce traversează calcarele mesozoice.

Bancul de calcar metamorfozat și epidotizat, este impregnat cu o mineralizație difuză de sulfuri, oligist, diopsid, granați și filonașe de calcit, epidot și cuarț.

Filonașele de calcit, conțin frecvent la limita lor cu calcarul, benzi de epidot, scarn granatic-plagioclazic, zone de clorit și cristale de cuarț (fig. 14 și 15). Textura este în general simetrică. In calcită sînt înglobate idioblaste mari de hessonit (1—2 cm) de culoarea chihlimbarului cu structură zonară, rozete de oligist, grupări de sulfuri (pirită, calcopirită) și cristale idiomorfe (2—10 mm) de scheelit. Calcarul este străbătut și de filoane de epidot compact.

Analiza microscopică executată asupra minereurilor din mineralizațiile din vîrful Tîlvei mici, a permis identificarea următoarelor minerale.

Minerale metalice: scheelit, oligist, calcopirit, pirită, molibdenit, blendă galbenă, bornit și covelină.

Minerale de scarn: calcit, epidot, granați (hessonit, andradit, melanit), tremolit, cuarț, clorit, diopsid și plagioclazi (intermediari și bazici).

Sheelitul ($CaWO_4$) formează cristale mai mici ca în mineralizațiile studiate la punctul a. Cristalele au dimensiuni între 2—5 mm, idiomorfe, formele predominante fiind (111) și (110). Pe baza eșantioanelor studiate s-a putut identifica o singură generație de $CaWO_4$.

Scheelitul apare localizat în interiorul masei de calcită, la limita calcitei cu epidotul, sau la contactul benzii de scarn cu epidotul sau calcitul. Poziția cristalelor de scheelit este clar ilustrată în fig. 18 și fig. 19.

Asociațiile cele mai caracteristice ale scheelitului sînt reprezentate prin următoarele parageneze:

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — $CaCO_3$ — Ca_2 (Al, Fe)$_3$ (OH) (SiO_4)$_3$ în care indivizii idiomorfi de scheelit cantonează în calcit, sau la contactul acestuia cu epidotul, este tipică pentru mineralizațiile din vîrful masivului Tîlvei mici.

— *Parazeneza:* $CaWO_4$ — $CaCO_3$ — Fe_2O_3 — $CuFeS_2$, este mai puțin frecventă, calcitul conținînd frumoase grupări radiare și rozete de oligist.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — $CaCO_3$ — Fe_2O_3 — $CuFeS_2$ — ZnS — MoS_2, este observată numai la microscop, evidențiindu-se prin incluziunile foliacee de molibdenit și resturi de substituție de blendă, în calcopirită.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — (Ca, Mg)$_3$ (Al, Fe)$_2$ (Si O$_4$)$_3$ — $CaMgSi_2O_6$ — clorit, este foarte rară, cînd mici cristale de scheelit, sînt situate în zona limitrofă a benzii de scarn cu calcitul.

Scheelitul și incluziunile microscopice de molibdenit în calcopirit, din această mineralizație, nu au fost semnalate în niciuna din publicațiile anterioare.

Oligistul (Fe_2O_3) este mineralul ce trasează o limită distinctivă între mineralizațiile de scheelit, încadrate în tipul III. Este unul din mineralele predominante. Formează rozete mari și agregate radiale, (1—5 mm), lamelele fiind însă foarte subțiri. Formele cristalografice cele mai răspîndite sînt (1011) (1014) (0001) și (2243), care sînt frecvente la oligisturile din zăcămintele de contact (Elba, Dognecea). Prin analiza spectrografică a cristalelor s-au pus în evidență urme de titan și wolfram prin liniile Ti 3186,45—3192 Å și W 2896—2944,4 Å.

Oligistul este asociat paragenetic cu calcopirita, scheelitul, cuarțul, calcita și epidotul.

Calcopirita ($CuFeS_2$), este ultimul mineral metalic mai important care se concentrează în masa de calcită. Plajele 0,1—20 cm, incluzînd cristale idiomorfe de pirită, granule de scheelit, paiete de molibdenit, blendă și galenă. Structuri de substituție a MoS_2, FeS_2, Fe_3O_4 prin $CuFeS_2$ sînt frecvente.

Uneori zonele marginale sînt brodate de bornit, calcosină și covelină provenite prin procese de alterație.

Molibdenitul (MoS_2), formează numai incluziuni microscopice, globulare, paiete și rozete de 0,1—0,3 mm, în calcopirit; apare mult mai sporadic decît la mina Clementi, care e situată la poala masivului. In apropierea mineralizației sînt scarne andraditice, epidotice și melanitice, bine dezvoltate, cu mineralizații de fier — sulfuri și filoane hidrotemale cuarțifere.

Considerațiuni metalogenerice și geochimice

Parageneza mineralogică valabilă ambelor mineralizații în ordinea *succesiunii de cristalizare,* este: plagioclazi, diopsid, granați, scheelit I, cuarț I, epidot, hessonit, scheelit II, tremolit, calcit, cuarț II, fluorină, cobaltină, molibdenit, cubanit, pirită, blendă, calcopirită, oligist, tetraedrit, galenă, clorit, bornit, calcosină β covelină, eritrină și malahit.

Parageneza geochimică a mineralizației este reprentată prin elementele: Cu — Ca — W — Mo — Co — — (Sb) — (Fe) — Si — Al — Mg.

Elemente caracteristice pentru mineralizația din autoscarne: Cu — W — Mo — Co.

Elemente caracteristice pentru mineralizații din calcarele metamorfozate: Ca — Cu — W — Fe.

Din relațiile de pe teren și studiile de laborator se poate schița *schema metalogenetică a mineralizațiilor:*

Pentru mineralizațiile de scheelit din autoscarne, sugerăm următoarele momente metalogenetice:

— Intruziunea masei banatitice în complexul cristalin.

— Autoscarnizarea banatitului și emisia de aplite mineralizate.

— Epidotizarea scarnului și formarea filonașelor de epidot. (individualizarea scheelitului I),

— Silificierea scarnului și a complexului cristalin.

— Formarea filoanelor hidrotermale de calcit, separarea scheelitului II a molibdenitului și cobaltinei.

— Depunerea fazelor sulfuroase: calcopirită, pirită, tetraedrit, sulfurarea cubanitului etc.

Intreaga mineralizație se desfășoară în autoscarnul banatitic și foarte puțin în cristalinul cornificat, mineralizația constînd în filonașe de aplit, epidot, cuarț și calcit cu mineralizații metalifere de Cu, W, Mo și Co.

Bibliografie

[1] *Abdulaev H. M.:* Legătura zăc. magm. cu intruziunile, Moscova, 1954.

[2] *Betehtin A. G.:* Mineralogia, Moscova, 1954.

[3] *Codarcea Al.:* An. Inst. Geol. al Rom., vol. XV, 1931.

[4] *Codarcea Al.:* D.d.S. ale Sed. Inst. Geol., Rom. XII, Buc. 1930.

[5] *Cota V. B.:* Erzlg. în Banat u. Serbien, Wien, 1865.

[6] *Halauats G.:* Iahresber de K. ung. Geol. A. J., Budap., 1879.

[7] *Koch Al.:* Földt. Kozl. 1924, 54.

[8] *Pavelescu L.* și *Dumitrescu R.:* Bulet. Științ. al, Ac. R.P.R. T, VI, Nr. 3, 1954.

[9] *Schafarzik Fr.:* Iahresber. d. K. ung. Geol. A.F., pag. 100 Budp. 1907.

[10] *Superceanu C.* și *Maieru O.:* Rev. Minelor, Nr. 11, p. 349, Buc. 1955.

[11] *Superceanu C.* și *Maieru O.:* Rev. de chimie, Nr. 9 p. 483 Buc. 1955.

[12] *Volînski I. S.:* Determ. min. la microscop, Moscova, 1947,1947.

[13] *Patriciu V.* și *Mihailovici N.:* Zăcăminte de Minereuri, Timișoara, 1952.

Aplicațiile fluidizării în domeniul valorificării cărbunilor

Ing. **Miti Ionescu** și ing. **Valeriu Anghel**
Institutul de Cercetări Miniere

Tehnica fluidizării solidelor este recunoscută azi ca o metodă de producție independentă care acoperă un domeniu larg pentru realizarea unui contact intim între fluide și solide.

Procesele tehnologice noi bazate pe fluidizare sînt caracterizate prin productivități mari care reprezintă salturi calitative față de procedeele vechi.

Deși prima aplicație industrială datează din 1926 în domeniul gazeificării cărbunilor, o dezvoltare masivă se poate remarca din 1940, însă în alt domeniu și anume cracarea produselor petroliere cu catalizator în strat fluidizat.

Dezvoltarea instalațiilor de cracarea cu catalizator în stare fluidizată a crescut de la circa 7000 t/zi în 1942 pînă la circa 140000 t/zi în 1948, ceea ce caracterizează această tehnică nouă consacrată în mai puțin de un deceniu. Reactorul de cracare al unei instalații de 1200 t/zi capacitate de prelucrare, are 5 m diametru și 10 m înălțimea părții cilindrice. O astfel de instalație recirculă în medie 1000 tone catalizator pe oră cu un ciclu complet de reacție și regenerarea catalizatorului efectuat în 20 minute. Funcționarea normală a unei instalații durează 4—500 zile, iar opririle sînt determinate de necesitatea reviziilor generale cerute în special din cauza eroziunilor produse de circulația intensă a catalizatorului.

Tehnica fluidizării a deschis o largă perspectivă industrială sintezei hidrocarburilor din singaz, a cărei dezvoltare a fost frînată în trecut, din cauza dificultăților de a se absorbi cantitatea mare de căldură degajată de reacțiile puternic exoterme și de a se menține constantă temperatura în diferitele puncte ale reactorului, acestea avînd drept consecință limitarea capacității de lucru a reactoarelor.

Dificultățile menționate au fost ușor înlăturate prin aplicarea tehnicii fluidizării caracterizată în special prin transferuri calorice excelente și gradient de temperatură neglijabil în reactor. Astfel, o instalație pentru sinteza hidrocarburilor cu o capacitate de circa 1400 t/zi operînd cu catalizator fix, are nevoie de 128 reactoare și circa 500000 m^2 suprafață de răcire, în timp ce o instalație de aceiași capacitate, lucrînd cu catalizatorul fluidizat are nevoie de 4 reactoare și circa 2000 m^2 suprafață de răcire.

O altă aplicație industrială recentă este calcinarea în strat fluidizat a calcarului (granulație 0—3 mm) în reactoare industriale cu capacitate de 100 t/zi, compartimentate pentru preîncălzilrea, calcinarea și apoi răcirea produsului finit.

Deși păcura se introduce fără pulverizare în compartimentul de calcinare, varul rezultat este alb datorită combustiei perfecte asigurată de stratul fluidizat.

Vom cita în plus o serie de aplicații industriale în exploatarea curentă: gazeificarea cărbunilor, semicarbonizarea cărbunilor, fabricarea anhidridei ftalice din naftalină sau xilen, arderea piritelor la SO_2, arderea arsenopiritelor ca treaptă pregătitoare în vederea recuperării aurului prin metoda ceanurării, arderea minereurilor de cupru și zinc, fabricarea oxidului de etilen din etilen și aer [1].

Alte aplicații posibile — cercetate în prezent în laborator, pilot sau semiindustrial — arată cîmpul vast de cercetare în domeniul aplicării tehnicii fluidizării: uscarea cărbunilor, carbonizarea rumegușului de lemn, desgazarea cocsului de petrol, desulfurarea pe cale uscată a gazelor combustibile, activarea cărbunelui în fabricarea cărbunelui activ, recuperarea benzenului din gazele de cocserie, distilarea șisturilor uleioase, arderea cărbunilor, desulfurarea semicocsului în atmosferă reducătoare, reducerea directă a oxizilor metalici, producerea oxigenului pentru procese metalurgice, sinteza hidrocarburilor la partea superioară a furnalelor, clorurarea pigmenților ftalocianici, reducerea nitrobenzenului la anilină, nitrarea benzenului și toluenului, purificarea SO_2 de SO_3, fabricarea cimentului din șisturi bituminoase, obținerea HCN pentru fabricarea acrilonitriului și nylonului prin crearea formamidei, oxidarea butenelor și butadinei la acid maleic, etc.

Literatura de specialitate din țările de democrație populară arată o preocupare intensă de cercetare teoretică și practică a fluidizării.

In R.P. Polonă a intrat în funcțiune în 1954 o instalație industrială pentru arderea piritei în strat fluidizat cu o productivitate de circa 20 ori mai mare decît a cuptoarelor obișnuite, pentru cheltuieli de investiții cu mult mai reduse [2]. I. Ciborowski se preocupă într-o serie de articole, de calcinarea carbonaților, bicarbonatului de sodiu și descompunerea termică a sulfatului feros prin fluidizare.

Interesul arătat fluidizării în R. Cehoslovacă, se evidențiază prin numeroase articole publicate, cît și prin conferința celor ce se ocupă de tehnica fluidizării, organizată la Bratislava la 15 ianuarie 1954 de laboratorul de chimie anorganică al Academiei de Științe Slovacă. La această conferință au participat circa 50 persoane interesate din institutele de cercetări, școli, uzine, și din conducerea administrației de stat. Această conferință avea ca scop să facă cunoscut participanților, starea actuală, perspectivele de dezvoltare și importanța economică a tehnicii fluidizării și să determine un schimb de experiență în acest nou sector al chimiei tehnice între cei care lucrează în diferite domenii industriale. De asemenea conferința avea scopul de a atrage atenția asupra posibilităților de aplicare a tehnicii fluidizării și în alte ramuri de producție pentru a stimula introducerea în industrie a metodelor noi de lucru [3]. Pe baza hotărîrii conferinței se va înființa (1954) pe lîngă laboratorul de chimie anorganică al Academiei de Științe Slovace, un centru de documentare pentru tehnica fluidizării care să culeagă și să țină evidența bibliografiei referitoare la acest subiect. Totodată s-a cerut ca la intervale de circa 1/2 an, să se convoace conferințe similare.

Cercetările în R. Cehoslovacă au început în 1952 prin lucrări cu caracter bibliografic. Mai tîrziu s-au înființat două colective de lucru la Institutul de Chimie din Usti nad Labem și la Politehnica din Bratislava pentru studierea prăjirii piritelor în strat fluidizat. Un alt colectiv la Praga, studiază carbonizarea cărbunilor în cadrul Institutului de cercetarea și folosirea combustibililor. Colectivul Academiei Slovace de Știință studiază teoretic și practic folosirea deșeurilor de carbonați afînați naturali pentru fabricarea mortarului. Se afirmă că numărul cercetătorilor care se ocupă cu fluidizarea este încă foarte mic și disproporționat față de importanța acestei noi tehnici în producție, pentru economia națională [3].

Literatura R.P. Ungară cercetată de noi prezintă un singur articol de introducere în tehnica fluidizării.

Din informațiile noastre, în R. P. Romînă, primele lucrări de laborator au început în 1952 la Inst. Politehnic — laboratorul de procese și aparate — și concomitent la ICECHIM, apoi în 1954 la ICEC și apreciem că în prezent, 20—30 cercetători studiază practic procesele de fluidizarea solidelor prin gaze.

Definiții și caracteristici

A. Descrierea fenomenului. Dacă un material de granulație corespunzătoare, susținut de o sită într-un tub vertical, este străbătut de un curent de gaz ascendent, materialul va avea comportări diferite în funcție de viteza gazului.

Pentru viteze foarte mici, gazul se strecoară printre granulele materialului care rămîn în nemișcare, constituind un *strat fix.* La viteze mari depășind cu mult viteza de cădere a particulelor (de ex. 10—20 m/s), acestea sînt antrenate de gaz și deplasate în sensul curentului după legile *transportului pneumatic.*

Pentru viteze medii ale gazului (de ex, 0,5—3 m/s), are loc o stare intermediară numită *fluidizare,* pentru care particolele se află într-o mișcare energică una față de alta, amestecîndu-se în tot timpul acțiunii gazului, fără a fi însă antrenate din tub. In această stare, materialul fluidizat are aspectul unui lichid în fierbere prezentînd proprietăți asemănătoare unui lichid și anume: mobilitate de deversare și transvasare, exercitarea unei presiuni hidrostatice.

Este caracteristică variația rezistenței opusă curgerii gazului, de la starea inițială ca strat fix pînă la starea ca strat fluidizat, fig. 1. Cu creșterea vitezei gazului, crește și căderea de presiune în funcție de expansiunea stratului (fig. 1 *a*) pînă cînd frecarea între gaz și particule devine suficient de mare pentru ca acestea să nu se mai sprijine între ele, ci să fie susținute de gaz.

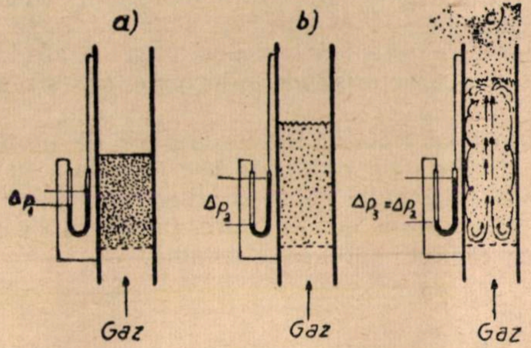


Fig. 1.

In această fază, căderea de presiune este egală cu suma greutății stratului pe unitatea de secțiune și a frecării particulelor de pereții tubului, constituind începutul fluidizării sub denumirea de *fluidizare liniștită* (fig. 1*b*). Mai departe, căderea de presiune crește neglijabil față de mărirea vitezei gazului, iar stratul fluidizat ia aspectul unui lichid ce fierbe puternic, (fig. 1 *c*), constituind *fluidizarea turbulentă.* In ambele cazuri stratul fluidizat prezintă o suprafață mai mult sau mai puțin netedă de despărțire între particulele fluidizate în strat ca fază *densă* și amestecul de gaz cu praf antrenat numit *fază de suspensie dispersă.* Concentrația prafului antrenat în faza dispersă, este neglijabilă în cazul fluidizării liniștite și maximă în cazul fluidizării turbulente.

Pulberile pot fi fluidizate *omogen* (uniform) așa cum s-a arătat mai sus, sau *neomogen* cu două stări caracteristice: *împingere* (pistonare, răbufnire) și *canalizare.*

Impingerea are loc cînd bulele de gaz se unesc în drumul ascendent prin strat și formează bule mari sau chiar o singură bulă de gaz care ocupă temporar și local, întreaga secțiune a tubului și ca urmare stratul este pistonat în sus cu variații mari de presiune. Impingerea este favorizată de particulele cu densitate și diametru mare cît și mărirea vitezei gazului și se evită prin micșorarea vitezei, folosirea tuburilor cu diametru mare și a stratatului cu înălțime mică.

Canalizarea este specifică particulelor fine sau cu proprietăți pronunțate de adezivitate și constă în aglomerarea particulelor în agregate cu diametru pînă la cîțiva milimetri, ceea ce duce la formarea de canale prin care gazul se scurge preferențial ; în acest caz, pierderea de presiune în strat este mai mică decît aceea corespunzătoare fluidizării omogene.

Sistemele tehnice de fluidizare trebuie să lucreze în faza de fluidizare uniformă, deoarece la împingere și canalizare, contactul între gaz și particule este foarte redus, ceea ce afectează una din caracteristicile principale ale stratului fluidizat.

Principial, relația între pierderea de presiune Δp și viteza de fluidizare v este redată în fig. 2 din care rezultă că după atingerea vitezei critice sau vitezei de fluidizare, pierderea de presiune rămîne aproape constantă.

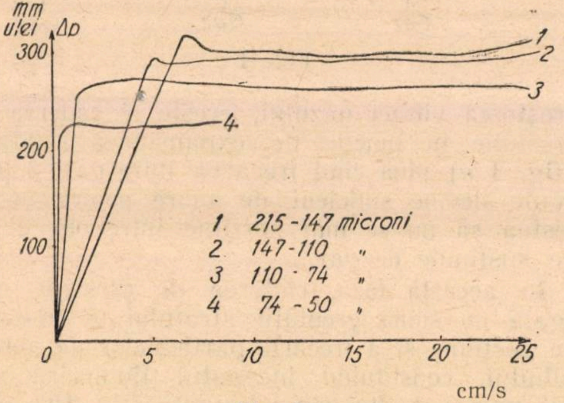


Fig. 2.

B. Caractesitici practice. Vom prezenta caracteristicile legate de aplicațiile practice cercetînd avantajele și dezavantajele rezultînd din folosirea fluidizării.

Avantajele sînt următoarele :

Transferul caloric în stratul fierbător către un perete sau de la un perete, este, conform cercetărilor experimentale, de 5—70 ori mai mare decît cel corespunzător curgerii libere a gazului [4]. Astfel pentru schimbul de căldură între aerul care fluidizează o pulbere într-un tub cu diametrul 0,1 m și pereții tubului la 250°, se pot obține coeficienți de transfer pînă la 500 kcal/m²h °C. Dacă s-ar urmări obținerea aceluiași coeficient de transfer între aer și pereții tubului gol, ar fi necesară o viteză a aerului mai mare ca 400 m/s, ceea ce ar duce la o cădere de presiune de circa 7 kgf/cm² la 100 m lungime [5]. Menționăm că obișnuit, vitezele de fluidizare sînt de ordinul a 1—3 m/s.

Transferul mult mai bun, derivă din turbulența mărită a gazului datorită materialului fluidizat, din transportul de căldură prin materialul fluidizat din interiorul patului spre perete, din încălzirea mai rapidă a particulelor mici. Coeficientul de transfer caloric pentru o dimensiune dată a particulelor, crește în mare măsură cu creșterea densității patului, iar pentru o densitate dată a patului, crește cu micșorarea dimensiunilor particulei.

Datorită acestor caracteristici, se micșorează consumul de combustibil. De asemenea, stratul fluidizat poate fi folosit ca agent purtător de căldură.

Uniformitatea temperaturilor în stratul fluidizat, reprezentînd o consecință a transferului caloric și a turbulenței stratului, constituie un avantaj categoric pentru evitarea zonelor sau punctelor supraîncălzite care duc la cracări sau unele reacții secundare.

In reactoare industriale lucrînd pe fluidizare turbulentă, cu stratul înalt de cîțiva metri și diametrul peste 10 m în care au loc desvoltări considerabile de căldură, temperatura se menține atît de uniform încît diferențele de temperatură nu depășesc 5—10°C între diferite puncte ale stratului fluidizat. In aceste condiții reglarea temperaturii se realizează foarte ușor.

Viteza de reacție, crește datorită contactului perfect dintre reactanți cît și din cauza suprafeței considerabile a particulelor solide. In toate reacțiile între solide și gaze, în care domină procesele de difuziune, pelicula de gaz la zona interfacială a fazelor, constituie rezistența principală pentru schimbul de masă sau căldură între cele două faze.

Prin fluidizarea solidului, grosimea peliculei se micșorează și odată cu aceasta scade și rezistența la schimb, ceea ce duce la creșterea vitezei de reacție.

Regenerarea catalizatorului respectiv a reactantului solid sau înlocuirea parțială în timpul funcționării instalației, se realizează foarte simplu în cazul fluidizării.

Transportul prin conducte a unor cantități uriașe de substanță în stare fluidizată este una din caracteristicile instalațiilor de fluidizare. O instalație de cracarea catalitică a petrolului cu un reactor de 15 m diametru și 10 m înălțime a patului, prelucrează 5 000 tone petrol în 24 ore și circulă 3 000 tone catalizator pe oră [6], deci o permanentă regenerare a catalizatorului.

În comparație cu alte sisteme, *construcția* reactoarelor este mult mai simplă și din punctul de vedere al *investițiilor,* mai ieftină.

Deservirea reactoarelor poate fi mecanizată și *automatizată* total, iar prin stabilirea unui raport între cantitatea de substanţă solidă de alimentare (controlul dozării) şi cantitatea de agent de fluidizare (controlul vitezei de circulaţie sau presiunii) sistemul poate fi echilibrat hidraulic şi termic.

Instalaţiile cu fluidizare sînt caracterizate prin *productivităţi specifice* ridicate.

Dezavantajele sînt următoarele:

Staţionarea neuniformă a materialului solid în stratul fluidizat constituie un dezavantaj pentru procesele în care materialul admis, este evacuat continuu ca produs finit (de ex. uscarea cărbunilor), care este calitativ neuniform. Obţinerea unui produs finit uniform, se realisează folosind mai multe reactoare în serie. In acest mod, se înlătură şi dezavantajul de a nu se putea realiza direct, circulaţia în contracurent a materialului solid cu agentul de fluidizare.

Concentraţia de material solid este mult mai mică decît în cazul stratului fix, însă dezavantajul este compensat de suprafaţa activă cu mult mai mare în cazul stratului fluidizat.

Substanţa solidă trebuie să aibă *dimensiuni reduse* respectiv necesită concasare, măcinare şi eventual sortare, la o granulaţie optimă, ceea ce uneori cere instalaţii şi pregătiri costisitoare. Aceste cheltuieli pot fi prohibitive pentru aplicarea fluidizării, acolo unde produsul finit ar putea fi folosit fără măcinare.

Eroziunea conductelor în special la coturi şi vane poate constitui un inconvenient serios în cazul fluidizării materialelor solide abrazive (de ex, catalizatori) ceea ce este mai puţin cazul pentru pulberile de cărbuni.

Pierderile de praf fin antrenat, joacă un rol important pentru procesele care folosesc catalizatori scumpi, sau în cazul impurificării gudronului (semicarbonizării). Praful poate proveni din procesul iniţial de măcinare sau din eroziunea materialului în stratul fluidizat. In cazul catalizatorilor speciali, se folosesc microbile din materialul respectiv, ceea ce reduce pierderile prin praful antrenat. In orice caz instalaţiile de fluidizare, necesită o desprăfuire îngrijită a gazelor şi acolo unde este cazul, praful este reintrodus în stratul fluidizat prin montarea ciclonului sau multiciclonului în interiorul reactorului.

Fluidizarea poate fi integral nepracticabilă în cazul materialelor care se topesc, se *înmoaie* sau *aglomerează* în condiţiile de lucru ale procesului, ducînd la particule aglomerate care se depun la fundul reactorului.

In majoritatea cazurilor, dezavantajele menţionate sînt minore faţă de avantaje, în plus pot fi evitate prin alegerea corespunzătoare a instalaţiei şi procesului de lucru, ceea ce însă necesită o perfectă cunoaştere a posibilităţilor oferite de tehnica fluidizării.

Lucrări experimentale

Pe linia cercetării cuptoarelor de mare productivitate pentru semicarbonizarea mărunţilor de cărbuni, în special pentru amestecul Petrila-Aninoasa-Lonea (PAL) care prezintă început de aglutinare, am considerat că fluidizarea ar putea constitui soluţia cea mai avantajoasă faţă de celelalte tipuri de cuptoare cunoscute. In acest sens, am început cercetările de laborator în mai 1954 continuînd într-o instalaţie pilot în aprilie 1955 avînd ca obiectiv semicarbonizarea amestecului PAL.

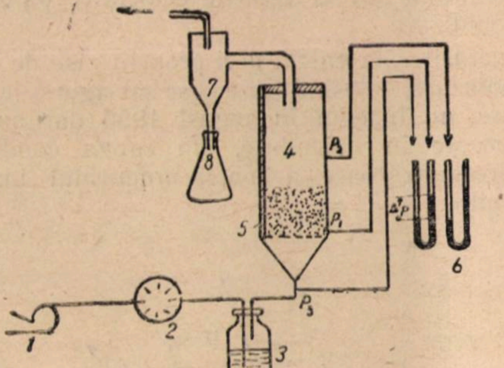


Fig. 3

1 — suflantă; 2 — contor gaz; 3 — vas spălător; 4 — reactor; 5 — scară gradată; 6 — manometre; 7 — ciclon; 8 — vas colector.

Experimentările de laborator şi pilot pînă în august 1955 au fost efectuate „la rece", folosind aerul ca agent de fluidizare şi cărbune de diferite granulaţii ca material solid.

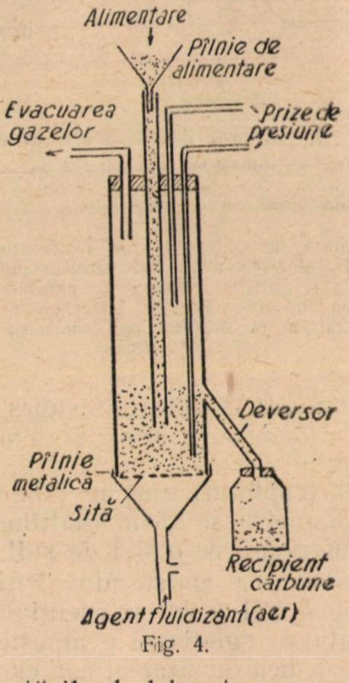


Fig. 4.

Experimentările de laborator au avut ca scop, cercetarea parametrilor de fluidizare: granulaţia, viteza de fluidizare, pierderea de presiune, antrenările de praf în funcţie de viteza agentului de fluidizare, caracteristicile dimensionale ale patului şi greutatea specifică a patului, pistonarea, canalizarea etc.

S-a folosit un reactor de sticlă de 45 mm diametru pentru lucrări de fluidizare cu alimentare discontinuă (fig. 3) şi alt reactor din sticlă de 90 mm diametru pentru lucrări de fluidizare cu alimentarea şi evacuarea continuă a cărbunelui (fig. 4).

Lucrările în instalaţia pilot efectuate iniţial la rece au avut ca scop punerea la punct a sistemului de alimentare şi evacuare a cărbunelui, concomitent cu cercetarea celorlalţi parametri de fluidizare.

Lucrările „la cald", deci propriu zise de semicarbonizare, folosind gaze arse cu agent de fluidizare, au început în august 1955 dar au fost întrerupte în noiembrie, din cauza condiţiilor necorespunzătoare a amplasamentului instalaţiei pilot.

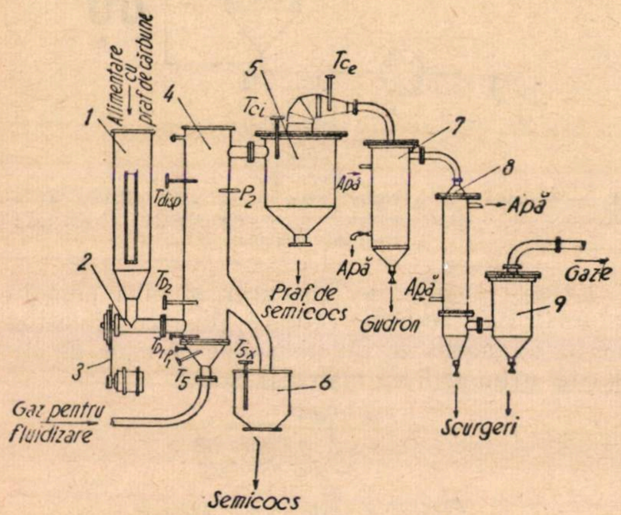


Fig. 5. Agregat de fluidizare la cald.

1 — buncăr; 2 — transportor elicoidal; 3 — sistem de acţionare; 4 — reactor; 5 — ciclon; 6 — recipient de semicocs; 7 — degudronator umed; 8 — răcitor tubular; 9 — degudronator uscat.

Ts — temperatura de suflaj; TD_1 — temperatura faza densă lîngă sită; TD_2 — temperatura fază densă stabilizată; Tdis — temperatura faza dispersă (deasupra patului); Tci — temperatura ciclon intrare; Tce — temperatura ciclon eşire; Tsx — temperatura în buncărul de semicocs; P_1 şi P_2 — prize de presiune.

Vom da cîteva amănunte asupra instalaţiei (fig. 5) exprimentărilor şi rezultatelor de semicarbonizare.

Reactorul (cuptorul) este un cilindru metalic cu 0,3 m diametru şi 1,5 m înălţime, prevăzut la partea inferioară cu o sită de suflaj.

Semicarbonizarea amestecului PAL în strat fluidizat ridică trei probleme esenţiale:

— tendinţa de aglutinare a amestecului PAL ar putea împiedica fluidizarea, aşa cum s-a menţionat mai sus la prezentarea dezavantajelor stratului fluidizat,

— praful antrenat în gudron ar putea cobori neadmisibil calitatea gudronului.

— diluarea gazelor de semicarbonizare cu gaze arse duce la un gaz final cu putere calorifică prea mică.

Din exeprimentările noastre am ajuns la următoarele concluzii:

— tendinţa de aglutinare a amestecului PAL nu afectează calităţile stratului fluidizat,

— praful de cărbune antrenat poate fi reţinut suficient pentru a nu înrăutăţi calităţile gudronului,

— există soluţie pentru ridicarea puterii calorifice la circa 2 000 kcal/m³N, urmînd a fi pusă la punct în cercetările viitoare.

O dificultate întîmpinată în legătură cu sita de suflaj are soluţie, dar timpul scurt de care am dispus pentru lucrările la cald, nu ne-a permis să o rezolvăm.

In instalaţia pilot s-au obţinut normal în 24 ore, 0,7—0,9 tone semicocs cu 12—14% materii volatile, respectiv o productivitate specifică de 10—13 tone/m² 24 ore. Intr-un caz special s-au obţinut circa 40 t semicocs pe m² şi 24 ore.

Menţionăm că un cuptor Abderhalden are diametrul circa 5 m şi produce în 24 ore 16—17 tone semicocs, respectiv circa 0,8 tone/m² în 24 ore.

Asupra acestor lucrări vom reveni într-un articol privind semicarbonizarea cărbunilor în strat fluidizat.

Posibilităţi şi aplicaţii în valorificarea combustibililor

Pentru o primă orientare asupra posibilităţilor oferite de tehnica fluidizării, ne propunem o prezentare sumară, urmînd a relua în articolele următoare, fiecare din aplicaţiile ce interesează economia R.P.R.

1. *Gazeificarea* prin fluidizare a înregistrat în ultimii ani o dezvoltare vertiginoasă caracterizată între altele printr-un număr foarte mare de brevete înregistrate.

Gazogenele VNIGI, GIAP (Institutul de stat al industriei azotului U.R.S.S.) şi Winkler, sînt caracterizate prin productivităţi ce depăşesc cu mult gazogenele clasice. Un gazogen Winkler de 3,6 m diametru, produce circa 60 000 m³N/h gaz de forţă de aproximativ 1 100 kcal/m³N, putînd să înlocuiască 11 gazogene clasice de 3 m diametru, lucrînd pe antracit bucăţi [7].

Recent se citează o instalaţie proiectată pentru gazeificarea în pat fluidizat a 100 tone pe 24 ore cărbune brun, într-un reactor de 2 m diametru. Gazul fabricat, de circa 1 200 kcal/m³N, poate înlocui 100 000 m³N/24 ore gaz de cocserie, care va rămîne disponibil pentru uzul casnic [8].

Incă din 1933 funcţionează la Leuna, gazogene Winkler producînd pe unitate 40—70 000 m³N/h gaz de forţă sau circa 60 000 m³N/h gaz de apă [9].

2. *Uscarea* cărbunilor prin fluidizare se poate

realiza folosind gaze arse pentru acest scop sau valorificînd ca sursă energetică secundară, căldura sensibilă a gazelor arse ce se evacuează pe coş.

Uscarea ligniţilor prezintă o importanţă deosebită pentru brichetare, întrucît considerăm instalaţiile de uscare prin fluidizare mai simple şi mai productive decît tobele de uscare. Procesul de uscare prin fluidizare se poate conduce astfel încît să se antreneze în ciclon granulaţia sub 0,5 mm care pentru unii ligniţi conţine pînă la 60% cenuşe, realizîndu-se astfel o descenuşare a materialului ce urmează a fi brichetat. Spre deosebire de tobele rotative se poate avansa procesul de uscare pînă la stadiul de bertinizare realizînd astfel o desgazare şi a mărire a reactivităţii la ardere a brichetelor.

De asemenea poate interesa uscarea cărbunilor înainte de ardere, folosind pentru uscare căldura sensibilă a gazelor arse ce se evacuează pe coş (de ex. la Uzina electrică Vulcan). Această căldură nu poate fi folosită în cazul tobelor de uscare, ci numai prin fluidizare, din cauza temperaturii relativ joase la coş, a gazelor arse.

O instalaţie pilot de fluidizare usucă cărbune de la 26% umiditate la anhidru, cu o producţie specifică de 8,5 tone cărbune brut pe oră şi m^2 de secţiune a reactorului [10].

Aplicarea fluidizării pentru uscarea combustibililor, cerealelor, a unor produse din industriile alimentare şi chimice, cu conţinut mare de umiditate, are perspective deosebit de mari [11].

Tehnica fluidizării poate realiza cu avantajele menţionate, uscarea rumeguşului de lemn folosit pentru ardere, în instalaţii mai simple şi mai productive lecît cele obişnuite.

De asemenea poate fi avantajoasă uscarea cojilor de sămînţă de floarea soarelui folosite pentru brichetarea fără liant la fabricile de ulei, într-un reactor care prezintă o cantitate minimă de metal expusă coroziunii.

3. *Semicarbonizarea* mărunţilor de cărbuni în strat fluidizat poate aduce o îmbunătăţire esenţială a condiţiilor de lucru şi a calităţii produselor obţinute în special datorită uniformităţii temperaturii în tot stratul fluidizat. Deşi timpul neunitar de rămînere a materialului în patul fluidizat duce în general la produse neomogene, în cazul semicarbonizării situaţia este diferită, deoarece separarea cărbunelui brut de semicocs are loc selectiv datorită diferenţei mari de greutate specifică a celor două materiale (circa 1,3—1,5 faţă de 0,4—0,6).

Lipsa supraîncălzirilor locale, uniformitatea temperaturii în stratul fluidizat, duc la omogenizarea, respectiv îmbunătăţirea calităţii gudronului. Menţionăm totuşi un inconvenient a cărui înlăturare o studiem şi anume: diluarea gazului de semicarbonizare cu gaze arse inerte, ceea ce micşorează foarte mult puterea calorică a gazului final.

Se citează fără amănunte tehnice, o instalaţie industrială pentru semicarbonizarea a 7 000/t 24 h cărbuni de granulaţie sub 6 mm, la 500° C [12].

Incercările noastre la scară pilot, aşa cum s-a menţionat mai sus, au arătat că se poate ajunge la productivităţi de circa 15 ori mai mari decît ale cuptoarelor Abderhalden, respectiv 30—40 t cărbune brut pe 24 ore şi m^2 de secţiune a reactorului.

Faţă de simplitatea reactorului de fluidizare, apreciem că investiţiile sînt de 10—15 ori mai reduse decît pentru cuptoarele Abderhalden la aceiaşi productivitate.

Semicarbonizarea rumeguşului de lemn poate deschide perspective interesante din punct de vedere al recuperării subproduselor cît şi al obţinerii materiei prime pentru fabricarea cărbunelui activ, prin semicarbonizarea rumeguşului de foioase. O importanţă deosebită se dă acestei chestiuni în Cehoslovacia [13].

4. *Desgazarea* antracitului şi cocsului de petrol prin fluidizare, poate înlătura o serie de greutăţi cauzate de folosirea cuptoarelor verticale cu încălzire indirectă. Productivitatea redusă a acestui tip de cuptoare strangulează producţia noastră de electrozi.

Deşi nu dispunem de date practice, se poate sconta că un reactor de 1 m diametru, poate produce circa 15 tone material dezgazat în 24 ore.

5. *Arderea* cărbunelui reprezintă o altă posibilitate de aplicare a fluidizării.

I. A. Pavlovici în lucrarea sa [14] precizează că rezultatele obţinute în instalaţii pilot şi semiindustrial, sînt suficiente pentru trecerea procedeului la faza industrială. Experimentările au fost efectuate într-o instalaţie pilot de 60—70 kg cărbune/oră şi într-o instalaţie semiindustrială de 350—400 kg cărbune/oră, folosind cărbuni cu umiditate 50—56%, cenuşe 20—16% şi putere calorică inferioară 1250—1500 kcal/kg. Arderea are loc în două trepte şi anume, prima reprezintă stratul fluidizat adus la incandescenţă cu un suflaj primar, iar a doua treaptă, tot în reactor, reprezintă spaţiul de ardere pentru suflajul secundar de aer preîncălzit în reactor. Solicitările termice specifice sînt pentru grătar 2...3 Mio kcal/m^2h şi pentru spaţiul focar (treapta a doua) 0,7...1,0 Mio kcal/m^3h. Pierderile datorită arderii incomplete chimic pot fi apreciate la 3—5% deci un randament al arderii de 95—96%.

Un focar asemănător a fost conceput şi încercat cu praf de antracit şi mărunţi de cocs, de N.A. Semenenko la laboratorul de termotehnică industrială a Institutului energetic „V.M. Molotov“ din Moscova, cu rezultate absolut satisfăcătoare [14].

6. *Desulfurarea gazelor* combustibile pe cale uscată prin pulberi fluidizate a fost studiată în laborator [15] cu rezultate foarte interesante apreciate ca atare şi de alţi autori. Nu cunoaştem dacă în prezent lucrările au trecut la faza industrială.

Avantajul esenţial al acestui procedeu ar fi suprafaţa redusă necesară instalaţiei. După calculul nostru, un reactor de circa 2 m diametru cuplat cu un regenerator, ar putea epura de H_2S circa 150 000 m^3 N gaz/24 h, iar întreaga instalaţie ar putea fi amplasată pe suprafaţa actualei staţii de epurare de la Reşiţa, a cărei capacitate reprezintă 1/30 din debitul de mai sus.

7. Fabricaţia *cărbunelui activ* prezintă două operaţii a căror productivitate poate fi ridicată prin folosirea fluidizării şi anume *calcinarea* şi *activarea* în strat fluidizat. Datorită uniformităţii temperaturii în stratul fluidizat, calitatea produsului finit va fi categoric îmbunătăţită. Operaţiile pot fi realizate continuu în reactoare diferite sau eventual discontinuu dar succesiv în acelaşi reactor.

8. *Distilarea* şisturilor bituminoase sau a nisipurilor bituminoase [16] [17] sînt operaţii realizate în bune condiţii prin fluidizare.

9. *Recuperarea benzenului* din gazele de cocserie prin absorbţie pe cărbune activ în strat fluidizat într-o instalaţie cu reactor şi regenerator, poate fi de asemenea o operaţie realizabilă prin fluidizare.

Concluzii

1. Aplicaţiile fluidizării solidelor cu gaze, constituie o tehnică nouă cu largi perspective de extindere datorită productivităţilor ridicate ce se realizează.

2. Interesul deosebit arătat în toate ţările pentru această tehnică nouă, se oglindeşte în numeroasele publicaţii teoretice sau practice.

3. Pentru R.P.R. rezolvarea pe calea fluidizării a cîtorva probleme principale ar putea aduce importante economii, ceeace însă necesită un sprijin susţinut pentru cercetările acestor aplicaţii. Astfel, fabricarea semicocsului folosit ca degresant la cocsificare, uscarea ligniţilor în vederea brichetării, dezgazarea cărbunilor la fabricarea electrozilor, activarea în procesul de fabricare a cărbunelui activ, fabricarea varului, sînt exemple de aplicaţii sigure ale tehnicii fluidizării, dar necesită o bază materială corespunzătoare pentru rezolvare: aparatură de măsură şi control şi operativitate în construirea şi mai ales modificarea instalaţiilor pilot.

4. Cercetările în domeniul ştiinţific şi practic al fluidizării trebuie sprijinite din plin, după exemplul R. Cehoslovace.

5. Organizarea prin ASIT a unor reuniuni anuale a cercetătorilor acestui domeniu ar putea fi de un real folos prin schimbul de experienţă ce ar avea loc şi prin semnalarea lucrărilor ce se cercetează.

6. Asigurarea prin I.D.T. a rapidităţii în procurarea materialului documentar şi sistematizarea lui pentru uşurarea muncii de cercetare, de asemenea ar constitui un aport esenţial.

7. Considerăm că nu trebuie exagerate posibilităţile fluidizării, dar perspectivele soluţionării pe calea fluidizării a unor probleme vitale nu trebuie desconsiderate şi privite cu neîncredere, chiar atunci cînd ar părea minime.

Bibliografie

[1] *Sittig M.:* Solide fluidizate, Chem. Eng., mai 1953, p. 219.
[2] *Ciborowski I.*: Fluidizarea la scară industrială, Przem. Chem, x/1954/nr. 12, pag. 589.
[3] *Gregor M.:* Importanţa tehnicei fluidizării pentru economia naţională a R. Cehoslovacă, Paliva nr. 7/1954, p. 170.
[4] *Ullman:* Encyclöpädie der technischen Chemie, Staubfliessverfahren, vol. I, 1951.
[5] *Suciu:* Fluidizarea, Man. Ing. Chimist, vol. IV.
[6] *Esayan L.:* Fluidizarea, Rev. de Chimie, nr. 7/1955.
[7] *Şişacov N.:* Bazele fabricării gazelor combustibile, Moscova, 1948.
[8] *Traeckner Kurt:* Gaz din cărbuni necocsificabili, G.u.W., 19/20 oct. 1952.
[9] *Bios:* Winkler generators.
[10] *Richardsohn C.* şi *Laugston B.:* Progrese recente în uscarea termică a mărunţilor de cărbuni, Rev. de l'ind. minérale, nr. 4/1951.
[11] *Fedorov I. M.:* Teoria şi calculul procesului uscării, Gosenergoizdat, 1955, pg. 122.
[12] * * * :Chem. Eng. 58, 1951, 219, 222.
[13] *Kozmal F.:* Distilarea lemnului în pat fluidizat, Paliva, nr. 9, 1954, pg. 250—251.
[14] *Pavlovici I. V.:* Rezultatele cercetării arderii cărbunilor bruni într-un focar în două trepte cu strat fluidizat. Trad. bibl. analelor romîno-sovietice, seria tehnică, nr. 36, 1955, pg. 79—98.
[15] *Williamson:* Aplicarea procedeului fluidizării solidelor pentru purificarea gazelor. The Gaz World, nr. 11/1948 şi 12/1948.
[16] *Hodgson W. U.:* Ind. Eng. Chem., 44, 1952, 1491.
[17] *Gunes C.:* Chem. Eng. Progress, 49/1953/113.
[18] *Debie N. C.:* Tehnologia ţiţeiului şi a gazelor, Ed. Tehnică, 1954, vol. II, pag. 429—450.
[19] *Blicklet-Fejes P.:* Introducere în tehnica fluidizării, Magyar Kemikusok Lapja, nr. 4/1955, pg. 116—122.
[20] *Agroskin:* Tehnologia chimică a cărbunilor, Moscova, 1954, pag. 201—202.

Cîteva considerații în privința legăturii măsurătorilor de la suprafață cu cele din subteran printr-un singur puț vertical

Prof. ing. I. Bonea

La legătura suprafeţei cu subteranul printr-un singur puţ vertical se ştie că se proiectează cu ajutorul firelor două sau mai multe puncte de la suprafaţă de coordonate cunoscute în fundul puţului. Pentru a avea o direcţie cu un azimut de pornire şi cu un punct de coordonate cunoscute în fundul puţului, este necesar să se proiecteze cu ajutorul firelor minimum două puncte.

Determinarea directă a azimutului unei direcţii în fundul puţului cu ajutorul giroscopului sau instrumentului sovietic de transmiterea unui azimut de la suprafaţă în mină cu o eroare de cca. 30″ cum dă literatura sovietică, va face obiectul unei recenzii sau eventual unei alte lucrări.

In studiul de faţă ne vom ocupa numai de cazul cînd se proiectează două puncte, analizînd metodele de măsurare mai uzuale, erorile ce se comit şi cu concluziile respective.

Fie punctele A şi B de coordonate cunoscute la suprafaţă ce urmează a fi proiectate cu ajutorul firelor, prin puţ, în subteran.

Să presupunem că se cunosc erorile medii ale coordonatelor punctelor de la suprafaţă adică avem:

$$A(X_A \pm m_{XA};\ Y_A \pm m_{YA})\ ;\ B(X_A \pm m_{XB};\ Y_B \pm m_{YB}\ )$$

$$m_A^2 = m_{XA}^2 + m_{YA}^2\ ;\ \ m_B^2 = m_{XB}^2 + m_{YB}^2$$

m_{XA}, m_{YA}, m_{XB}, m_{YB} sunt erorile medii ale coordonatelor punctelor A şi B.

m_A şi m_B sunt erorile medii ale punctelor A şi B. Notînd cu m_0 eroarea azimutului direcţiei AB iar cu $s = \overline{AB}$ lungimea laturii.

Eroarea azimutului calculat din coordonate

Dacă am voi să calculăm azimutul Θ_{AB} al laturii AB din coordonatele punctelor A şi B ce sunt efectate de erorile respective. cum am presupus anterior,

$$m_{XA},\ m_{YA},\ m_{XB},\ m_{YB}$$

am avea:

$$\text{tg}\ \Theta_{AB} = \frac{Y_B - Y_A}{X_B - X_A}. \tag{1}$$

Eroarea medie probabilă a acestui azimut este dată de relaţia:

$$m_\theta'' = \frac{\rho'' \cdot m}{s} \text{ în care } \rho'' = 636620'';\ s = \overline{AB}$$

$$m = m_A = m_B \text{ cînd } m_{XA} = m_{YA} = m_{XB} = m_{YB}\,. \tag{2}$$

In cele ce urmează vom arăta metoda generală care conduce mai repede la stabilirea relaţiei (2). Care este aceiaşi ca şi în tratatul de Topografie Minieră al lui Oglobin, vol. III, pag. **87**, însă stabilită pe altă cale (metoda utilizată în geodezie pentru determinarea expresiei razei medii Gauss),

Logaritmînd expresia (1) şi apoi diferenţiind în raport cu Y_B, Y_A, X_B, X_A se obţine:

$$\log,\ \text{tg}.\ \Theta_{AB} = \log.\ (Y_B - Y_A) - \log.\ (X_B - X_A)$$

$$\frac{\Delta\Theta_{AB}}{\text{tg}.\ \Theta_{AB} \cdot \cos^2 \Theta_{AB}} = \frac{\Delta(Y_B - Y_A)}{Y_B - Y_A} - \frac{\Delta(X_B - X_A}{X_B - X_A)}$$

ţinînd cont de relaţia (1) şi de faptul că:

$$s = \frac{X_B - X_A}{\text{Cos}\ \Theta_{AB}} = \frac{Y_B - y_A}{\sin\ \Theta_{AB}}$$

se poate scrie că:

$$\Delta\Theta_{AB} = \frac{\text{Cos}\ \Theta}{s}\ (\Delta Y_B - \Delta Y_A) - \frac{\sin\ \Theta}{s}\ (\Delta X_B - \Delta X_A)$$

trecînd la erori medii patratice avem:

$$m_0''^2 = \left(\frac{\rho''}{s}\right)^2 \left[\ \cos^2\Theta \cdot \left(m_{YB}^2 + m_{YA}^2\right) + \sin^2\Theta \cdot \right.$$
$$\left. \cdot \left(m_{XB}^2 + m_{XA}^2\right)\ \right]$$

Pentru $m_{XB} = m_{YB} = m_{XA} = m_{YA}$ şi deci pentru $m_A = m_B = m$ se obţine că:

$$2)\ m_0'' = \frac{\rho'' \cdot m}{s}\ .\ (m = \text{eroarea medie a punctului}).$$

Presupunînd că coordonatele punctelor au fost determinate cu o precizie de plus, minus 5 cm adică: $m_{XA} = \ldots\ m_{YB} = \pm 5$ cm atunci $m = \pm 5\sqrt{2} \cong \pm 7$ cm.

Cum distanţa $s = AB$ dintre punctele A şi B poate fi de la 2 m pînă la maximum 4 m (funcţie de diametrul puţului).

Expresia (2) pentru $s = 2$ m dă:

$$2)\ m_0'' = \pm \frac{\rho'' \cdot m}{s} = \frac{6326620 \cdot 7}{200} \cong 2^g\, 25'00''.$$

Se vede deci simplu că eroarea în determinarea azimutului din coordonate cînd distanţa dintre puncte este mică este de *ordinul gradelor* şi deci la suprafaţă în nici un caz nu vom determina azimutul unei laturi scurte AB, din coordonate.

Fiind nevoie să transmitem azimutul direcţiei AB de la suprafaţă, şi în subteran, va fi necesar ca acest azimut la suprafaţă să fie determinat cît mai precis şi să-i cunoaştem şi precizia cu care a fost determinat.

Pentru determinarea cît mai precisă a azimutului laturei scurte AB, care nu se poate face în nici un caz din coordonate, vom deosebi mai multe cazuri după posibilităţile pe care le oferă terenul (plasarea puţului. vizibilităţii, etc). In cele ce urmează ne vom rezuma la două cazuri mai specifice şi mai des întîlnite în practică.

Cazul I de determinare a azimutului laturii AB cînd punctele A şi B se pot plasa pe direcţia unui azimut cunoscut şi de precizie cunoscută.

Se presupune că deasupra puţului putem avea direcţia RQ unde punctele R şi Q sunt de coordonate cunoscute iar distanţa de la R la Q destul de mare şi care este în funcţie de precizia pe care voim să o avem la determinarea azimutului RQ din coordonate.

Am arătat anterior că eroarea de azimut este dată de relaţia *2*.

$$2).\ m_0'' = \pm \frac{\rho'. \cdot m}{s}$$

Dacă luăm pentru eroarea medie a punctului $m = \pm 7$ cm şi pentru $m_0'' = \pm 20''$ atunci rezultă că $s = 2200$ m. adică distanţa dintre *P* şi *Q* trebui să fie de circa 2 200 m şi evident cu cît distanţa este mai mare cu atît influenţa erorii medii *m* asupra azimutului este mai mică.

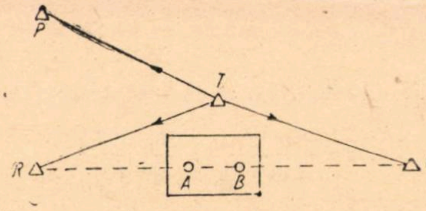


Fig. 1

Punctele *A* şi *B* ce trebuiesc proiectate prin puţul vertical în subteran se vor plasa pe această direcţie *RQ* de azimut cunoscut rezultînd în mod implicit că azimutul laturii *AB* este acelaşi cu al laturii (*R*, *Q*).

Se vor determina coordonatele punctelor *A* şi *B* de exemplu dintr-un punct de triangulaţie *T* din apropierea puţului prin metoda radială, care trebuie să verifice însă condiţia ca să se afle pe aliniamentul *RQ* (fig. 1) adică:

$$\frac{Y_A - Y_R}{X_A - X_R} = \operatorname{tg} \Theta_{RA}.$$

Dacă azimutul Θ_{RA} rezultat din calcul este egal cu azimutul Θ_{RQ}, rezultă că coordonatele punctului *A* adică X_A şi Y_A sînt bine determinate; în caz contrariu va trebui să le corectăm cu cantităţile ΔX_A şi ΔY_A ce trebuie determinate în aşa fel ca să fie satisfăcută condiţia impusă adică:

$$\frac{(Y_A + \Delta Y_A) - Y_R}{(X_A + \Delta X_A) - X_R} = \operatorname{tg} \theta_{RQ} \;!! \text{ (deci } \theta_{RA} = \theta_{RQ})$$

valorile ΔX_A şi ΔY_A se pot determina în felul următor:

$$\Delta\theta = (\theta' - \theta) = \rho'' \frac{\cos \theta}{s_{AR}} \Delta Y_A - \rho'' \frac{\sin \theta}{s_{AR}} \Delta X_A$$

formulă care dă variaţia orientării $\Delta\theta$ în funcţie de variaţia coordonatelor Y_A şi X_A, relaţie ce se obţine prin diferenţierea $\operatorname{tg} \theta$ în funcţie de variabilele Y_A şi X_A.

In relaţia de mai sus am notat prescurtat:

$$\theta = \theta_{RQ} \quad \theta' = \theta_{RA} \text{ şi deci } \Delta\theta = \theta' - \theta$$

se poate calcula din

$$\operatorname{tg} \theta' = \frac{Y_A - Y_R}{X_A - X_R} : \quad \operatorname{tg} \theta = \frac{Y_R - Y_Q}{X_R - X_Q}$$

pentru calculul lui ΔY_A şi ΔX_A mai este nevoie de o relaţie şi anume: $0 = \cos \theta_{TA} \Delta Y_A - \sin \theta_{TA} \Delta_{XA}$ condiţia necesară ca punctul *A* să rămînă pe direcţia iniţială *TA*. Deci din relaţiile:

$$\begin{cases} \rho'' \dfrac{\cos \theta_{RQ}}{s_{RA}} \cdot \Delta Y_A - \rho'' \dfrac{\sin \theta_{Ra}}{s_{RA}} \Delta X_A = \theta_{RA} - \theta_{Ra} \\ \cos \theta_{TA} \cdot \Delta Y_A - \sin \theta_{TA} \cdot \Delta X_A = 0 \end{cases}$$

se pot calcula ΔY_A şi ΔX_A.

In mod analog se va proceda şi cu punctul *B*. Ca ultimă verificare se va vedea dacă distanţa *AB* dintre puncte, redusă din coordonate, este sensibil egală cu cea măsurată direct.

N. B. Pentru determinarea valorilor ΔY_A şi ΔX_A s-ar mai fi putut scrie că suprafaţa triunghiului format de punctele $R\,(X_R, Y_R)$;

$$A'\,(X_A + \Delta X_A;\; Y_A + \Delta Y_A);\; Q\,(x_Q, Y_Q)$$

cari sînt coliniare, este nulă, ca o primă ecuaţie; iar ca a doua ecuaţie:

$$\cos \theta_{TA}\, \Delta y_A - \sin \theta_{TA}\, \Delta X_A = 0$$

Cazul II de determinare a azimutului laturii *AB*. Referindu-ne la aceiaşi fig. 1, să presupunem că punctele *A* şi *B* ce trebuie proiectate în subteran nu pot fi plasate pe direcţia unui azimut cunoscnt *RQ*. Din punctul de triangulaţie cunoscut *T* dînd vize pe puncte cît mai depărtate, de coordonate cunoscute să spunem *P* şi *R* de exemplu. se determină prin radieri coordonatele punctelor *A* şi *B*.

Azimutele *TP* şi *TR* se determină din coordonate şi s-a arătat anterior că distanţele *TP* şi *TR* să fie cît mai mari pentru a putea avea o mai bună precizare în azimut.

Se măsoară de mai multe ori şi cît mai precis unghiurile: $\widehat{PTA}$; $\widehat{PTB}$; $\widehat{RTA}$; $\widehat{RTB}$, implicit deci şi unghiul $\widehat{ATB}$ care trebuie măsurat şi direct de mai multe ori.

Se măsoară la fel de mai multe ori şi cît mai precis distanţele $\overline{TA}$: $\overline{TB}$ şi $\overline{AB}$.

Se va determina precizia cu care au fost executate aceste măsurători de unghiuri şi distanţe după formula generală:

$$M_m = \pm \sqrt{\frac{[v\,v]}{n \cdot (n-1)}}$$

ce dă eroarea mediei aritmetice.

Azimutele laturilor *TA* şi *TB* sunt date în general:

$$\theta_{TA} = \theta_{PT} \pm \widehat{PTA} = \theta_{RT} \pm \widehat{RTA}\ (\pm 180^0) \text{ analog şi } \theta_{TB}.$$

Unghiurile triunghiului *ATB* în care s-a măsurat unghiul $\widehat{ATB}$ şi laturile $\overline{TA}$, $\overline{TB}$, $\overline{AB}$ se vor calcula cu formule ce vor fi examinate din punct de de vedere al preciziei. Avînd o măsurătoare în plus în triunghi, se poate face o compensare, avînd o relaţie de condiţie, sau o verificare în plus în afară de aceea că suma unghiurilor în triunghi trebuie să dea 180° sau 200°.

Determinarea unghiurilor din triunghi şi a preciziei lor

Făcînd notaţia pentru simplificare de scris:

$$\widehat{ATB} = \hat{\gamma} \qquad \overline{AB} = c$$
$$\widehat{TAB} = \hat{\alpha} \qquad \overline{TB} = a$$
$$\widehat{TBA} = \hat{\beta} \qquad \overline{TA} = b$$

In care elementele *a*, *b*, *c* şi $\hat{\gamma}$ au fost măsurate. Unghiurile $\hat{\alpha}$ şi $\hat{\beta}$ se pot calcula cu formula sinusului.

$$\sin \hat{\alpha} = \frac{a}{c} \sin \hat{\gamma}; \qquad \sin \hat{\beta} = \frac{b}{c} \sin \hat{\gamma}$$

Presupunînd că la măsurarea elementelor *a*, *b*, *c* şi $\hat{\gamma}$ s-au făcut respectiv erorile $\pm \Delta a$, $\pm \Delta b$, $\pm \Delta c$, $\pm \Delta\gamma''$, diferenţiind relaţiile (1) şi luînd eroare a medie patratică pentru unghiurile $\hat{\alpha}$ şi $\hat{\beta}$ pe care o notăm respectiv m_α şi m_β se obţine expresia finală:

$$m_\alpha = \pm \operatorname{tg} \alpha \sqrt{\left(\frac{\Delta\gamma}{\operatorname{tg}\gamma}\right)^2 + \left(\frac{\Delta a}{a}\right)^2 + \left(\frac{\Delta c}{c}\right)^2} \tag{2}$$

$$m_\beta = \pm \operatorname{tg} \beta \sqrt{\left(\frac{\Delta\gamma}{\operatorname{tg}\gamma}\right)^2 + \left(\frac{\Delta b}{b}\right)^2 + \left(\frac{\Delta c}{c}\right)^2}$$

Valorile minime pentru m_α și m_β se obțin atunci cînd $\alpha = 0^0$ sau 180^0; $\beta = 180^0$ sau 0^0 implicit $\gamma = 0$. Practic trebuie ca unghiul $\hat{\alpha}'$ să fie foarte mic iar unghiul $\hat{\beta}$ să tindă către 180^0 sau invers, sau mai simplu exprimat, unghiul $\hat{\gamma}$, să tindă către zero. Forma triunghiului în considerație este alungită și se poate merge chiar ca punctul T să fie pe aliniamentul $\overline{AB}$ cînd $\operatorname{tg} \hat{\alpha} = \operatorname{tg} \hat{\beta} = 0$ și deci $m_\alpha = m_\beta = 0$.

N. B. In loc să se facă calculul lui m_α și m_β cu formulele de la (2) se pot face cu formulele simplificate și anume: ținînd seama că valorile $\frac{\Delta a}{a}$, $\frac{\Delta b}{b}$ și $\frac{\Delta c}{c}$ sînt valori mici în raport cu $\frac{\Delta\gamma}{\operatorname{tg}\gamma}$ se pot neglija și obținem:

$$m''_\alpha = \pm \frac{\operatorname{tg}\alpha}{\operatorname{tg}\gamma} \Delta\gamma'' \cong \pm \frac{\sin\alpha}{\sin\gamma} \Delta\gamma' \cong \frac{a}{c} \Delta\gamma''$$

$$m''_\beta = \pm \frac{\operatorname{tg}\beta}{\operatorname{tg}\gamma} \Delta\gamma'' \cong \frac{\sin\beta}{\sin\gamma} \Delta\gamma'' = \frac{b}{c} \Delta\gamma''$$

și deci

$$m''_\alpha = \frac{a}{c} m''_\gamma; \quad m''_\beta = \frac{b}{c} m''_\gamma$$ (m''_γ = eroarea medie a lui $\hat{\gamma}$).

Exemplu numeric:

$a = 3{,}675$ m $\quad \hat{\alpha} = 26'\,42''$

$b = 7{,}157$ m $\quad \hat{\beta} = 179^0\,08'\,03''$

$c = 3{:}482$ m $\quad \hat{\gamma} = 25'\,15'' \quad m''_\gamma = \pm 5''$

$$m'_\alpha = \frac{3{,}675}{3{,}482} 5'' \cong \pm 5'' \qquad m_\beta = \pm \frac{7{,}157}{3{,}482} 5'' \cong \pm 10''.$$

Ceeace privește verificarea laturii $\overline{AB} = c$ care a fost măsurată direct și dedusă din calcul adică: $e_c = C^m - C^c$ (C^m măsurat, C_e calculat) să fie mai mic sau cel mult egal cu m_e în care m_c reprezintă eroarea medie patratică a lui C ce se poate calcula cu formula:

$$m_c^2 = m_a^2 + m_b^2 + \frac{a^2\, b^2}{C^2} \sin^2\gamma \cdot m_\gamma^2$$

în care ultimul termen fiind mic se poata lua că $m_e^2 \cong m_a^2 + m_b^2$ și dacă luăm pentru $m_a = m_b = (3 \text{ mm})$ (erorile medii la măsurarea distanțelor a și b) obținem că: $m_c \cong \pm 5$ mm.

Valoarea lui C^c dedusă din calcul în funcție de a, b și $\hat{\gamma}$ este:

$$C^2 = a^2 + b^2 - 2\,ab \cos\gamma = (a-b)^2 + 2\,ab\,(1 - \cos\gamma) \text{ și deci}$$

$$\pm C \cong (a-b) + \frac{ab\,(1-\cos\gamma)}{(a-b)}$$ formulă simplificată cu care se poate calcula C^c și apoi compara cu lungimea C^m măsurată direct.

Pentru exemplul numeric de sus se vede că $e = (b - a)$ termenul al doilea fiind foarte mic.

Cazul III. Cînd punctul T nu poate fi ales ca unghiul $\hat{\gamma}$ să fie mic ci $\hat{\alpha} \cong \hat{\beta} \cong \hat{\gamma} \cong 60$ nu mai putem face calculul pentru rezolvarea triunghiului aplicînd formulele sinusului, se va aplica cosinusul sau tangenta.

In cazul folosirii formulelor cosinusului avem:

$$\cos\alpha = \frac{b^2 + c^2 - a^2}{2\, b.c}; \qquad \cos\beta = \frac{a^2 + c^2 - b^2}{2\, a.c}$$

Diferențiind aceste formule și luînd $m_a = m_b = m_c = m$ se obțin erorile în determinarea lui $\hat{\alpha}$ și $\hat{\beta}$ după cum urmează:

$$\Delta\alpha'' = \rho'' \left(\frac{a}{bc \sin\alpha} + \frac{b+c}{b.c} \cdot \operatorname{tg}\frac{\alpha}{2}\right) \cdot m$$

$$\Delta\beta'' = \rho'' \left(\frac{b}{ca \sin\beta} + \frac{c+a}{c.a} \cdot \operatorname{tg}\frac{\beta}{2}\right) \cdot m$$

Din care rezultă că valorile minime pentru $\Delta\alpha$ și $\Delta\beta$ sînt cînd:

$\hat{\alpha} = 90^0$ cînd $\beta = 90^0$, practic însă valorile α și β sînt în jurul a $65^0 - 75^0$.

Exemplu numeric:

$a = 6{,}841$ m $\quad \alpha = 67^0$

$b = 6{,}715$ m $\quad \beta = 65^0 \quad m = \pm 2$ mm

$c = 5{,}524$ m $\quad \gamma = 48^0 \quad m_\gamma = \pm 20''$

$s\alpha'' \cong 165''$ $\quad$! !

Dacă se calculează unghiurile cu formulele tangentei:

$$\operatorname{tg}^2\frac{\alpha}{2} = \frac{(P-b)\,(P-c)}{P \cdot (P-a)}; \quad \operatorname{tg}^2\frac{\beta}{2} = \frac{(P-c)\,(P-a)}{P \cdot (P-b)};$$

$$\operatorname{tg}^2\frac{\gamma}{2} = \frac{(P-a)\,(P-b)}{P \cdot (P-c)}$$

în care a, b și c sînt laturile triunghiului iar $2P = a + b + c$ erorile medii patratice la determinarea unghiurilor sînt:

$$m''_\alpha = \frac{\rho'' \cdot m}{c \sin\beta} \cdot \sqrt{1 + \cos^2\beta + \cos^2\gamma} \qquad c \sin\beta = b \sin\gamma$$

$$m''_\beta = \frac{\rho'' \cdot m}{a \sin\gamma} \cdot \sqrt{1 + \cos^2\gamma + \cos^2\alpha} \qquad a \sin\gamma = c \sin\alpha$$

$$m''_\gamma = \frac{\rho'' \cdot m}{b \sin\alpha} \sqrt{1 + \cos^2\alpha + \cos^2\beta} \qquad b \sin\alpha = a \sin\beta$$

$m_a = m_b = m_c = m =$ eroarea medie la măsurarea lungimilor.

N. B. Formulele de mai sus pot fi simplificate pentru $\alpha \cong \beta \cong \gamma \cong 60$. Pentru aplicație numerică cu datele de mai sus se obține:

$$m''_\alpha \cong 105''; \quad m_\beta \cong 103''; \quad m''_\gamma \cong \pm 77''$$

Concluzie

Intrucît formulele cosinusului sau tangentei dau erori prea mari în comparație cu cele ale sinusului, se va căuta să se plaseze punctul T pe teren, dacă nu pe direcția AB cel puțin ca unghiul γ să fie foarte mic utilizînd deci formula sinusului.

După ce punctele A și B au fost determinate la suprafată prin coordonatele lor și la fel și azimutul direcției AB cu eroarea respectivă m_θ (azimutul θ_{BA}, precum s-a specificat, nu se calculează din coordonate), urmează a fi proiectate dela suprafaţă pe verticală prin puţ la orizontul care ne interesează. După cum am amintit chiar dela început ne vom ocupa numai de proiectarea mecanică, adică cu ajutorul firelor de plumb metodă practicată în mod aproape exclusiv la minele noastre.

Prin proiectarea punctelor A şi B dela suprafaţă prin puţuri în subteran cu ajutorul firelor, cu toată grija depusă în mod deosebit şi indiferent de aparatură şi metoda de lucru folosită pentru mărirea preciziei, poziţia punctelor A' şi B' ce ar trebui să reprezinte proiecţiile pe verticală ale punctelor A şi B sînt în realitate deplasate cu valori de ordinul milimetrilor chiar dacă am constatat că distanţa $\overline{A'B'}$ dintre punctele proiectate este egală cu $\overline{AB}$ dintre punctele dela suprafaţă.

N. B. La puţuri adînci se va face corecţia de convergenţa verticalelor.

Să vedem acum în ce măsură abaterile de la verticală ale punctelor A' şi B' şi pe care să le considerăm, ca urmare unei metode îngrijite de lucru, numai de ordinul unui milimetru, au vreo influenţă asupra poligonaţiei lor flotante ce sînt legate de aceste punte A' şi B'.

Presupunînd că distanţa dintre punctele A' şi B' este de $\overline{A'B'} = 2$ m, iar deplasarea maximă a fiecărui punct de o direcţie oarecare necunoscută ar fi de $m = 1$ milimetru, ar face ca azimutul real al direcţiei $\overline{A'E'}$ pe care să-l notăm cu θ' să difere de cel pe care noi îl considerăm că este egal cu θ adică al laturii AB dela suprafaţă.

Deci atribuind şi laturii $\overline{A'B'}$ acelaş azimut ca al laturii AB dela suprafaţă, am comis o eroare suplimentară, ε_t'', să-i spunem de transmiterea azimutului, a cărei expresie este:

$$\varepsilon_t'' = \frac{\rho'' \cdot m}{s} = \frac{636620}{2000} \cdot 1 \cdot \cong 3' \ 18''.$$

(Expresia analoagă cu a lui $m\theta$ de la suprafaţă (2)).

Deci din cauza acestei abateri la proiectare de numai un milimetru putem avea o eroare în transmiterea azimutului de 3′ 18″ o eroare destul de mare care se va transmite asupra unei poligonaţii flotante, să zicem de 500 metri lungime, în sensul că ultimul punct al poligonaţiei ar avea o abatere de circa 25 cm datorită exclusiv erorii de azimut iniţial, (se poate face calculul apicînd principiul pîrghiei care ar avea un braţ de 2 m şi altul de 500 m, deplasarea de un mm a braţului de 2 m înseamnă o deplasare de 1 mm$\frac{500}{2}$= 250 mm pentru braţul cel lung).

Intrucît la măsurătorile topografice, fie dela suprafaţă sau subteran, este necesar de cele mai multe ori să se dea şi precizia cu care au fost determinate coordonatele, vom da în cele ce urmează formulele cu care se calculează erorile medii patratice ale coordonatelor punctelor ale unei poligonaţii flotante ţinînd seama de toate erorile comise adică de:

Eroarea iniţială de azimut, de erorile de măsurarea unghiurilor şi de erorile de măsurare a laturilor.

Referindu-ne la fig. 2 dăm schematic o poligonaţie flotantă cu azimutul iniţial de pornire θ_0 al laturii $\overline{AB}$ şi cu eroarea medie a acestui azimut m_{θ_0}, eroare care poate fi de ordinul minutelor precum am arătat. Unghiurile sunt notate cu $\beta_0, \beta_1, \beta_2 \ldots \beta_{n-1}$ laturile cu s_1, s_2 s_m, azimutele cu $\theta_1, \theta_2, \theta_3 \ldots \theta_n$.

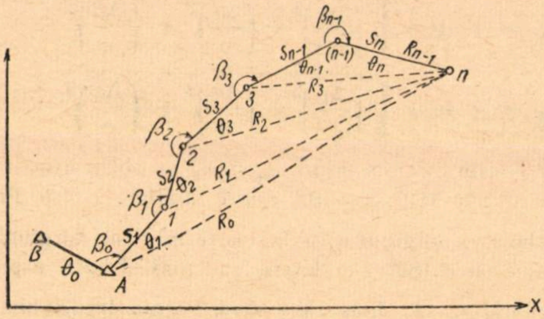


Fig. 2

Coordonatele punctului n sînt date de expresiile:

$$X_n = X_A + s_1 \sin \theta_1 + s_2 \sin \theta_2 + \ldots + s_n \sin \theta_n$$

$$Y_n = Y_A + s_1 \cos \theta_1 + s_2 \cos \theta_2 + \ldots + s_n \cos \theta_n.$$

Azimutele sunt luate în raport cu axa Y^{lor} şi se determină precum se ştie:

$\theta_0 = \theta_{AB}$ (azimutul direcţiei iniţiale $\overline{AB}$ de pornire).

$$\theta_1 = \theta_0 + \beta_0 - 180^0$$

$$\theta_2 = \theta_0 + \beta_0 + \beta_1 - 2.180^0$$

$$\theta_n = \theta_0 + \beta_0 + \beta_1 + \ldots + \beta_{n-1} - n.180^0$$

Prin diferenţierea expresiei 1 în raport de $\theta_0, \beta_0, \beta_1, \ldots \beta_{n-1}$ (prin intermediul lui $\theta_1, \theta_2, \theta_3 \ldots \theta_n$) şi de S_1, S_2, S_n luînd apoi eroarea medie patratică, se obţine expresia erorii medii patratice totale pentru coordonatele unui punct oarecare n al poligonaţiei flotante:

$$M_{xn} = \pm \sqrt{M_{x\theta_0}^2 + M_{x\beta}^2 + M_{xs}^2}$$

$$M_{yn} = \pm \sqrt{M_{y\theta_0}^2 + M_{y\beta}^2 + M_{ys}^2}$$

In care:

$M_{x\theta_0}, M_{y\theta_0}$ eroarea medie a lui X_n, Y_n în raport cu eroarea lui Θ_0.

$M_{x\beta}, M_{y\beta}$ eroarea medie a lui X_n, Y_n în raport cu eroarea unghiurilor β.

M_{ys}, M_{xs} eroarea medie a lui X_n, Y_n în raport cu eroarea distanţelor s.

Valorile lui $M_{x\theta_0}, M_{y\theta_0}, M_{x\beta}, M_{y\beta}, M_{xs}, M_{ys}$, se obţin cu expresiile: $M_{x\theta_0} = m_{\theta_0} \cdot R_{oy}$;

$$M_{y\theta_0} = m_{\theta_0} \cdot R_{ox}$$

în care M_{θ_0} este eroarea azimutului iniţial în exemplul nostru 3′ 18″ iar R_{oy}, R_{ox} lungimea proiecţiei razei R_0 $(\overline{nA})$ respectiv pe axa Y^{ilor} şi a X^{ilor} care se ia grafic dintr-un desen la scară, evident că se poate avea şi din calcul

$$M_{x\beta}^2 = m_\beta^2 \left[R_y^2\right]; \quad M_{y\beta}^2 = m_\beta^2 \left[R_x^2\right]$$

în care m_β este eroarea medie ce se comite la măsurarea unghiurilor β de exemplu $m_\beta = \pm 10''$

$$\left[R_y^2\right] = \left(R_{oy}^2 + R_{1y}^2 + \ldots + R_{n-1,\,y}^2\right);$$

$$\left[R_x^2\right] = \left(R_{ox}^2 + R_{1x}^2 + \ldots + R_{n-1,\,x}^2\right);$$

Ceea ce înseamnă suma patratelor proiecţiilor razelor R pe axele de coordonate.

$$M_{xs}^2 = f^2 \left[S_x^2\right]; \quad M_{ys}^2 = f^2 \left[S_y^2\right]$$

în care f reprezintă eroarea unitară, comisă pe unitatea de lungime şi care poate fi luată $f = \frac{1}{3\,000} - \frac{1}{10\,000}$.

$$[S_x^2] = (S_{1x}^2 + S_{2x}^2 + \dots + S_{nx}^2);$$

$$[S_x^2] = (S_{1y}^2 + S_{2y}^2 + \dots + S_{ny}^2)$$

ceea ce înseamnă, suma patratelor proiecțiilor laturilor poligonației pe axele de coordonate.

Rezumînd avem:

$$M_x^2 = M_{x\theta_0}^2 + M_{x\beta}^2 + M_{xs}^2 \,; \qquad M_y^2 = M_{y\theta_0}^2 + M_{y\beta}^2 + M_{ys}^2$$

$$M_\beta^2 = M_{x\beta}^2 + M_{y\beta}^2 = m_\beta^2 [R^2] \quad [R^2] = (R_0^2 + R_1^2 + \dots + R_n^2)$$

$$M_s^2 = M_{xs}^2 + M_{ys}^2 = f^2 [S^2] \quad [S^2] = (S_1^2 + S_2^2 + \dots + S_n^2)$$

$$M_{\theta_0}^2 = M_{x\theta_0}^2 + M_{y\theta_0}^2 = m_{\theta_0}^2 \, R_0^2$$

$M^2 = M_x^2 + M_y^2$ (M = eroarea medie patratică a punctului n).

N. B. Dacă nu ne-ar fi interesat erorile punctului n pe direcțiile axelor de coordonate X și Y ci pe alte două direcții perpendiculare între ele să zicem pe direcțiile u și v unde practic u ar însemna direcția de străpungere a unei galerii iar v perpendiculara pe această direcție.

Eroarea longitudinală M_u și eroarea transversală M_v sînt date de expresiile:

$$M_u^2 = M_{u\theta_0}^2 + M_{u\beta}^2 + M_{us}^2 \,; \qquad M_v^2 = M_{v\theta_0}^2 + M_{v\beta}^2 + M_{vs}^2$$

în care:

$$M_{u\theta_0}^2 = m_{\theta_0}^2 \, R_{0v}^2 \qquad M_{v\theta_0}^2 = m_{\theta_0}^2 \, R_{0u}^2$$

$$M_{u\beta}^2 = m_\beta^2 \, [R_v^2] \qquad M_{v\beta}^2 = m_\beta^2 \, [R_u^2]$$

$$M_{us}^2 = f^2 \, [S_u^2] \qquad M_{vs}^2 = f^2 \, [S_v^2]$$

$$M_\beta^2 = \mathrm{m}_\beta^2 \, [R^2] \,; \qquad M_s^2 = f^2 \, [S^2] \,; \qquad M_{\theta_0}^2 = m_{\theta_0}^2 \, R_0^2$$

$$M^2 = M_u^2 + M_v^2 \cdot$$

Formulele sînt analoage ca cele pentru M_x și M_y unde în loc de x și y am pus u și v și în care în mod evident proiecțiile razelor R și ale laturilor S se vor lua pe proiecțiile u și v.

N. B. Formulele de mai sus se pot simplifica dacă luăm aproximativ

$$s_1 = s_2 = \dots s_n = s \quad ; \quad \beta_0 \cong \beta_1 \cong \beta_2 \dots \beta_{n-1} \cong 180^0$$

adică cazul unei poligonații întinse de-a lungul unei direcții oarecare.

Documentare

V. S. Romanov: **Generalizarea experienței săpării lucrărilor miniere orizontale în Krivoirog,** Gornîi Jurnal, nr. 1/1956. p. 28—33, 2 fig, 7 tab. 5 ref. bibl.

Experiența în domeniul săpării acumulate în acest bazin minier arată că folosirea găurilor de mină de mare lungime și diametru mărit precum și a ruperii cu sîmbure prismatic, în cazul folosirii perforatoarelor grele, permite mărirea productivității muncii.

Pentru mărirea vitezei de săpare trebuie mărită lungimea găurilor și numărul minerilor perforatori ce lucrează simultan (lățimea de lucrare necesară unui miner este de 0,4—0,5 m). Pentru schimbarea rapidă a vagonetelor cel mai indicat dispozitiv este banda-portal sub care se poate introduce un tren de 8—9 vagonete; în acest mod se mărește și productivitatea mașinii de încărcat.

Pentru a reduce durata de încărcare a rocii este indicată mărirea capacității vagonetelor.

J. Coxon și A. Crawford: **Recuperarea metanului și folosirea lui la mina Old Boston** (Methane recovery and utilisation at Old Boston Colliery) Colliery Guardians, 1955. 18 august., p. 193—196, 3 fig.

In urma unui incendiu subteran, mina Old Boston din Lancashire, a fost nevoită să-și înceteze activitatea. In urma acestui fapt a fost posibilă cercetarea și determinarea cantității și gradului de puritate al gazului combustibil pe care o mină grizutoasă în inactivitate îl mai poate furniza.

Mina posedă trei puțuri din care unul era scos din funcțiune în urma incendiului. La cele două puțuri s-au stabilit legături ceva mai sus decît galeria de ieșire a aerului și s-au montat baraje în această galerie. In baraje s-au montat conducte de captare de 225 mm diametru, galeria avînd o pantă destul de pronunțată pentru a evita producerea unor dopuri hidraulice. In momentul montării conductei, conținutul în metan era de 45,4% dar nu se știe cît timp s-a menținut acest conținut.

Cînd metanul a fost folosit pentru producerea aburului la o exploatare învecinată, conținutul a atins 75—80%. Intreaga instalație a costat 3 000 lire și se contează pe o economie anuală de 2 800 t cărbune de calitate inferioară și economie de peste 500 lire salarii anual.

J. Jenkins: **Teoria mecanică a străpungerii culcușului** (Mechanics of floor penetration in mines) Iron and Coal T.R., 1955, 2 septembrie, p. 541—547, 11 fig.

Cînd un stîlp de abataj străpunge acoperișul, rezistența ce o prezintă stîlpul este nedeterminată și poate fi foarte mică. S-au efectuat încercări în vederea prevenirii acestui fenomen.

Rezistența unui bloc de rocă a fost studiată la compresiune între două fălci. Se obțin curbe variabile cu viteza de compresiune și după decomprimare apare un hysteresis, rămînînd o deformație permanentă. Pe de altă parte dacă se menține sarcina constantă un anumit timp, există o anumită deformare în timp. După rupere, liniile de fisurare sînt oblice față de direcția presiunii (conform teoriei lui Mohr).

Incercările de fotoelasticitate efectuate au avut drept scop să determine distribuirea tensiunilor sub baza stîlpului. O diagramă a variației tensiunii cu distanța de la margine în lungul unei linii la 45° prin profilul de bază, arată că o rocă oarecare poate suporta o sarcină mai mare pe unitatea de suprafață în cazul unei baze largi. Fotoelasticitatea arată că cilindrii circulari sînt de preferat celor cu baza pătrată — lucru confirmat și de încercările cu dinamometre în abataj. Pentru reducerea concentrației tensiunilor la perimetru, experiența arată că prin intercalarea unui material moale (lemn) sub baza stîlpului se pot obține cele mai bune rezultate.

J. Bromilov și J. Jones: **Captarea și folosirea metanului** (Drainage and utilisation of firedomp) Colliery Engineering, 1955, iunie, p. 22—232, 10 fig.

In Anglia se efectuează în prezent prospecțiuni pentru zăcăminte de gaze (unele date indică drept o regiune de viitor provincia Sussex) dar cea mai mare sursă o constituie tot zăcămintele de cărbuni.

In articol se face o prezentare a problemei metanului, ca origină și compoziție, metode de drenare, repartizarea presiunii rocilor în vecinătatea frontului lung de abataj. Se dă o vedere schematică a instalației de captare de la mina Haig indicîndu-se circuitele de utilizare și conductele din subteran.

Ca noutăți apare o serie de date referitoare la influența pe care o prezintă captarea metanului asupra aerajului stratului din care se face captarea precum și asupra stratelor învecinate indicîndu-se și rezultatele captării inițiate în ianuarie 1953. In încheiere este prezentat aparatajul de control de care dispune mina Haig.

M. I. Agoșkov: **Principala direcție în dezvoltarea** metodelor și tehnologiei exploatării zăcămintelor groase de minereu tare, Gornîi Jurnal, nr. 1/1956, p. 3-11.

După ce face o analiză a stadiului actual în U.R.S.S. în această problemă, autorul enumeră principalele măsuri:

1. Cercetări în domeniul mecanizării lucrărilor miniere prin crearea de noi mecanisme și mașini de perforat, transportat și încărcat.
2. Elaborarea unei metode de determinare a indicilor care să caracterizeze perforabilitatea, capacitatea de rupere prin explozie etc.
3. Elaborarea bazei teoretice de forare a sondajelor în roci tari, noi metode de forare, și cercetarea rezistenței la uzură a sapei.
4. Elaborarea bazei teoretice a abatării în masă a minereului și a parametrilor de perforare-pușcare.
5. Descoperirea unor noi metode de sfărîmare secundară a minereului.
6. Elaborarea bazei teoretice a noilor metode de exploatare.
7. Generalizarea practicei de exploatare din întreprinderile din țară și din străinătate.
8. Metode raționale de calcul ale camerelor și stîlpilor.
9. Reducerea volumului lucrărilor de pregătire.
10. Elaborarea unei noi metode de evidențiere a pierderilor și diluării.

W. Ostermann și K. Schriever: **Dispozitive de încercare pentru motoarele pneumatice din mină** (Prüfstande für Druckluftmotoren auf Bergwerksanlagen) Glückauf 1955 august, p. 969—980, 15 fig.

Se poate considera că un motor cu aer comprimat consumă în medie 36—50 m^3 aer aspirat pe CPh. Aceasta dovedește că printr-o alegere justă se pot face mari economii: astfel, pentru un motor de 30 CP fiecare m^3 suplimentar pe CP reprezintă o cheltuială de peste 6 400 F pe an. In afară de motoarele cu piston se folosesc mult motoarele cu angrenaje: nu rareori se văd astfel de motoare mărindu-și consumul lor specific cu 30—50% pe șase luni sau un an. Pentru aceste motive în general:

a) toate motoarele de mină trebuie supuse la încercări de sarcină și de consum de aer la suprafață;

b) la fiecare motor se va atașa un carnet de control în care se vor înscrie încercările efectuate la suprafață, de exemplu, după 2 000 h de serviciu;

c) orice motor sosit la mină va trebui suspus la aceste încercări și în caz de defecțiuni înapoiat furnizorului.

Autorii descriu succesiv: motoarele și modul lor de comportare, măsurarea cuplului și a puterii: frîna Prony, Foucault, cu circulație de apă; măsurarea consumului de aer: folosirea diafragmei, plasarea aparatelor, reproducerea încercărilor.

H. Huelsberg: **Procedeul de protecție de securitate mărită** (Din Schutzart „Erhöhte Sicherheit") Glückauf 1955, 30 iulie, p. 169/878.

In urma observațiilor făcute la cea de a 6-a conferință internațională a directorilor de stațiuni de încercări (Verneuil, iulie 1950) și la cel de al 31-lea congres al comisiei electrotehnice internaționale (Londra, aprilie 1951) care recomandau siguranța mărită, autorul a găsit util să dezvolte subiectul. In Germania această expresie cuprinde (de peste 50 ani) toate măsurile apte de prevenire a scînteilor electrice, arcelor, încălzirilor periculoase și a altor manifestări analoage într-o atmosferă grizutoasă sau prăfoasă, la mașini sau transformatoare care nu produc aceste manifestări în cazul unei funcționări normale.

Ca măsuri externe de protecție cităm: rezistența carterelor la influențele mecanice și chimice — etanșeitatea la corpuri solide, lichide sau pulverulente. Este necesară și o protecție împotriva deschiderii aparatelor de către persoane incompetente.

Deoarece s-ar putea crede că aceste recomandații nu fac decît să complice un subiect deja greoi autorul semnalează că ele nu sînt noi și amintește de existența lor în VDE.0170/0171/IV-44.

I. L. Smulevici: **Săparea rapidă a unei galerii transversale** (Skorostnaia prohodka kverșlaga) Ugoli (decembrie 1955), p. 5-11, 5 fig., 2 tab.

Se descrie modul în care a fost obținută viteza de 207,7 m/lună la săparea unei galerii transversale cu secțiunea de 11 m^2 armată în lemn. Această viteză a fost posibilă datorită mecanizării tuturor proceselor, suprapunerii la maxim în timp a diferitelor operații, aplicării unei organizări juste a muncii (două cicluri pe zi), dotări la maxim a frontului cu cadre (echipă de 14 oameni pe schimb), îndrumarea justă a echipei de către tehnicieni și ingineri, dezvoltării la maxim a întrecerii socialiste între schimburi și organizării unor cronometraje continui ale modului de lucru, ceea ce permitea evidențierea rapidă a lipsurilor.

Dintre principalele măsuri amintim: montarea unui post telefonic în frontul de lucru ceea ce făcea posibilă mărirea operativității; iluminarea frontului și a locului de montare a susținerii definitive cu lămpi cu luminiscență; folosirea susținerii provizorii metalice ceea ce a permis totodată și economii însemnate; corectei alegeri a schemei de perforare-pușcare în funcție de tăria rocii și puterea materialului exploziv; folosirea șinelor de cale culisante și a plăcilor de tablă pentru podirea frontului înainte de pușcare; deplasarea vagonetelor pline cu ajutorul unui troliu.

Pentru viitor se prevede mărirea presiunii aerului comprimat pînă la 8 at ceea ce va reduce durata de perforare și cea de încărcare a rocii cu minimum 20—25%; folosirea găurilor de mină de diametru mărit 45—52 mm ceea ce reduce numărul de găuri din front și deci durata de perforare; folosirea unor explozivi mai puternici; mărirea lungimii găurilor de mină pînă la 3—3,5 m; mărirea capacității cupei mașinii PML-5 pînă la 0,3 m^3 în loc de 0,7 m^3 (modificare realizată în R. Cehoslovacă).

***: **Marea uzină de preparare a cărbunilor construită recent la Lynemouth** (Large scale coal-preparation plant, new unit at Lynemouth Colliery) Iron and Coal T.R. 1955, 6 mai, p. 1943-1046, 4 fig., Colliery Engineering 1955 iunie, p. 247/255, 10 fig., Colliery Guardian 1955, 5 mai, p. 557/561, 5 fig.

Noua uzină a fost construită pentru o capacitate de 12 000 t/zi din care 8 000 t/zi de la mina respectivă și 4 000 t/zi de la o mină învecinată. Clasa 1$^1/_2$" —8" este tratată prin procedeul Ridley-Scholes; clasa 0,5 mm — 1$^1/_2$" prin procedeul Acco-Baum iar șlamul prin flotație.

In ce privește flotația, cărbunele mare și cel fin sînt alimentate la cele două extremități cu colectoare în partea centrală. Alimentarea celor două distribuitoare de 400 t/zi este electrică iar cărbunele mai mare de 8" este ales manual.

Clasa 1$^1/_2$—8" este tratată în suspensie de magnetită cu granulație sub 200 microni și care se recuperează gravitațional. Produsul primar este colectat la 1,4 iar cel secundar de 1,7 este un mixt ce se sfarmă la sub 1 $^1/_2$" și se amestecă cu materialul brut sub 1 $^1/_2$".

Fiecare din cele 4 bacuri primare și două secundare au circuitul lor propriu de suspensie.

Densitatea lichidului este controlată și menținută constantă într-un recipient cilindro-conic unde un volum constant este cîntărit în fiecare clipă în mod automat.

Cărbunele mărunt este zețat, cantitatea de șist eliminată fiind reglată în funcție de proporția de cenușă din materialul brut.

Șlamul sub 0,5 mm este amestecat cu ulei, flotat și trecut prin filtre cu vid. Deșeurile sînt sedimentate prin floculare și extrase prin pompe cu diafragmă iar apele limpezite trec în secția de cărbune mărunt. Incălzirea uzinei se face cu aburi produși local, iluminatul prin tuburi fluorescente iar deplasarea personalului în uzină cu ascensoare.

W. Young: **Metodă de determinare a instalației celei mai economice de iluminat a galeriilor** (A method of determining the most economic mine roadway lighting installation) Transactions of the Inst. Of Min. Eng., 1955 iulie, p. 822—832, 3 fig. 1 planșă.

De cele mai multe ori iluminatul subteran se stabilea în mod empiric. Autorul propune determinarea factorilor efectivi ai iluminatului în subteran după metoda lui W. Harrison și E. Anderson (1915) care a fost folosită pentru iluminatul atelierelor, dar adaptînd metoda pentru subteran unde înălțimea este în permanență cea mai mică dimensiune.

Pentru aprecierea unui dispozitiv de iluminat trebuie să se cunoască: a) mărimea fluxului emis de lampă, b) înălțimea ce trebuie aleasă pentru a obține maximum de flux util, c) costul probabil al instalației.

Principalii factori ce trebuiesc considerați sînt: a) secțiunea transversală a locului de iluminat, b) coeficientul de reflecție al pereților, c) poziția și orientarea lămpii, d) distribuirea fluxului, e) conținutul în praf al atmosferei.

Tehnica cercetărilor în acest domeniu este foarte simplă: se folosesc modele reduse din tablă reprezentînd galeriile, modele ce au vatra mobilă pentru a o putea plasa la orice înălțime în scopul varierii proporțiilor. Ca fotometru se folosește o celulă cu seleniu iar pentru a determina diferiții factori se folosesc o serie de ecrane ce se aplică la sursa luminoasă.

Rezultatul măsurărilor efectuate pînă în prezent permite să se tragă următoarele concluzii:

— Factorul de utilizare crește liniar cu raportul lățime/înălțime, celelalte variabile fiind considerate constante.

— Acest efect este independent de efectul de reflexie al pereților.

— Efectul de evidențiere al punctului luminos depinde de raportul lățime/înălțime și de coeficientul de reflexie.

— Influența variației coeficientului de reflecție este aceeași pentru diferitele valori ale raportului lățime/înălțime.

U. Grotowski: **Puțuri de extracție în minele de aur din Africa de Sud. Impresii dintr-o călătorie de studii.** (Haupt förderschächte in Sudafrikanischen Goldbergbau Eindrücke von einer Studienreise), Gluckauf, 1955, 13 august, p. 921—928, 12 fig.

Aurul se găsește în stare nativă în particule microscopice în cimentul cuarțos din bancurile de conglomerate denumite Reefs, și care au în Witwatersrand o înclinare medie de 30^0 spre sud, fiind exploatate pînă la o adîncime de 3000 m.

Puțurile au progresat pe etape de exploatare: cel mai adînc puț din lume este puțul nr. 2 de la mina Vlakfontein. Puțurile sînt de obicei dreptunghiulare avînd un compartiment căptușit pentru aeraj și cinci sau șase compartimente pentru extracție adică o secțiune medie de 12x14 m^2.

Turnurile de extracție, de construcție foarte simplă sînt late pentru a deservi trei sau patru mașini de extracție. Schipurile varsă într-o pîlnie mare de la baza căreia o bandă duce minereul spre instalația de preparare. Inlocuirea unui schip cu o colivie pentru transportul personalului durează 10 minute datorită unui dispozitiv special de suspendare. Cel mai gros cablu nu depășește 87 mm. Folosirea instalațiilor Koepe este frînată de coeficientul de siguranță foarte mare (6,75 pentru minereu și 7,5 pentru personal). Cablurile multiple sînt de abea în studiu.

T. Jones: **Explozia de la mina Glyncorrwg, folosirea grinzilor articulate din aliaje ușoare în abatajele cu front lung** (Explozion at Glyncorrwg colliery, use of light-aloy bars on longwall faces) Iron and Coal T.R. 1955, 2 sept, p. 559/561 1 fig.; Colliery Guardians 1955, 8 sept. p. 292-296 1 fig.

Exploatarea de la Glyncorrwg (la est de Swansea) produce 800 t/zi cu 633 muncitori în subteran și 150 la suprafață.

Sratul Six Feet (2,25 m grosime) era exploatat printr-un abataj de 102 m lungime la o înclinare de 4^0 și dotat cu transportor blindat și haveză cu două brațe (primul la 38 cm de la coperiș, al doilea îndoit în sus la 83 cm de coperiș). Stratul era grizutos și nu permitea folosirea explozivului, iar acționarea întregului utilaj se efectua cu aer comprimat. Inaintarea normală: 0,90 m/24 ore. Se practica injectarea de apă în strat și stropirea la punctele de încărcare.

Susținerea în consolă cu grinzi Schloms de lungime egală cu adîncimea făgașului și cu stîlpi hidraulici. Intr-una din zile spre ora 9h30' haveza se găsea la capătul frontului fiind oprită ca și transportorul blindat. Un miner tăietor a voit să decupleze o grindă articulată din spre rambleu pentru a o fixa spre front; la prima lovitură de ciocan în manșon, o flacără a izbucnit spre front apoi a revenit spre rambleu, după care a urcat în susul abatajului și s-a oprit la 40 m în galeria direcțională de aeraj (unde se găseau muncitori ce forau găuri pentru captarea metanului). Din cele 32 persoane din abataj, 17 au suferit arsuri grave, 7 arsuri ușoare și 8 au murit. Un control efectuat în abataj la ora 12 a stabilit că grisuul ardea la coperiș în rambleu cu zgomot. In urma acestui fapt abatajul a fost închis prin baraje.

Noutăți Mondiale

INDIA

Uzina siderurgică de la Bedhai în Medhya Pradesh construită de U.R.S.S. va intra în producție în decembrie 1959. Kratenko, inginerul șef al construcției a declarat că primele două furnale vor fi date în producție la sfîrșitul anului 1958. Capacitatea va fi 920 000 t oțel și 100 000 t fontă. Uzina va fi de tipul celei din Rastorai din Ural. Specialiștii sovietici ce construiesc uzina au sosit de la uzina din Aushan (China).

U.R.S.S.

In luna ianuarie 1956 a avut loc la Leningrad conferința tehnico-științifică pentru folosirea izotopilor radioactivi în industria minieră. In urma referatelor prezentate conferința a hotărît inițierea cît mai grabnică a lucrărilor de aplicare a izotopilor radioactivi pentru automatizarea și controlul instalațiilor, pentru combaterea prafului și a gazelor. S-a recomandat de asemenea organizarea unor seminarii pentru cunoașterea realizărilor în acest domeniu din toată lumea, în vederea calificării personalului tehnico ingineresc. Toate aceste lucrări urmează a fi coordonate de Institutul de mine al Academiei de științe a U.R.S.S.

Amintim că este prima conferință în acest scop ce s-a ținut pînă în prezent.

NORVEGIA

In 1954 s-au extras următoarele minereuri și metale:

64 000 t pirită
77 t rutil
264 000 t fier (majoritatea din Fe_3O_4)
20 100 t cupru
13 900 t nichel (din pirotină)
413 t molibden (din concentrate de MoS_2)
8 100 t zinc (din concentrate de blendă)

FRANȚA

Producția minieră a Franței și țărilor coloniale respective, a fost în anul 1954 următoarea:

Aur	311	kgr	Guiana Fr.
Aur	12	kgr	Africa O. F.
Aur	2 500	kg	A.E.F.
Aur	400	kgr	Camerun
Diamant	218 000	carate	Africa O. F.
Ilmenit	11 400	t	Africa O. F.
Zircon	918	t	Africa O. F.
Casiterită	118	t	Camerun
Rutil	3 320	t	Camerun
Niobo-Tantalați . .	2 800	kgr	Africa O. F.
Cromit concentrat .	121 000	t	Noua Caledonie
Minereu de Mangan .	5 500	t	Noua Caledonie
Minereu nichelifer . .	524 000	t	Noua Caledonie
Plumb (metal) . .	6 500	t	Africa O. F.
Zinc (metal) . . .	836	t	Africa O. F.

★

J. Geffroi a studiat pehblendele ce s-au găsit pe teritoriul Franței (Limousin, Grury, Lachaux, Vosgi, Masiv Central, etc.) pe care le clasifică în trei tipuri și anume:

— Pehblende compacte . . . (Limousin)
— Pehblende silicioase — remaniate (Lachaux)
— Pehblendă fluoriferă . . . (Grury)

Toate sînt genetic legate de erupțiunile granitice și nu au nicio legătură cu formațiunile uranifere de parageneză Ni—Co—Bi—Ag—U ce apar în Europa Centrală.

FINLANDA

In 1955, Finlanda a produs 33 440 t nichel, rezultînd din pirotine nichelifere.

America de Nord

MEXICO

Cărbunii de la New-Mexico conțin atît ei cît și în șisturile ce-i însoțesc, elemente radioactive între care Uran de la 0,007—1,34%.

U. S. A.

In 1954, din punct de vedere geologic, nu se cunoaște bine decît circa 15% din teritoriul S.U.A. Cartările geologice se fac destul de încet, circa 0,5% pe an, din suprafața teritoriului. Pînă în 1954 s-au cartat circa 31% din teritoriul U.S.A.

★

— Situația minieră a U.S.A. pe anul 1954 este redată în linii generale de următoarele aprecieri oficiale ale Oficiului Geologic american:

Exces de producție pentru: Cărbuni, Sulf, Molibden, Magneziu, Sare, fosfați;

Deficit de producție pentru: Ni, W, Cr Co, Cu, Sn, Pt.

Importurile cele mai masive s-au făcut pentru:

Cupru = 250 milioane dolari valoare.
Staniu = 200 " " "
Mangan = 100 " " "
Nichel = 100 " " "

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

ГИДРОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЛЯ ОТКРЫТИЯ НОВЫХ ШАХТ

Резюме

Освещается методология геологических и гидрогеологических исследований с целью открытия новых шахт в месторождениях залягающих в водоносных толщах (плывуны, карсты).

ОПЫТ ВЗРЫВА С МИЛЛИСЕКУНДНЫМ ЗАМЕДЛЕНИЕМ В РУМЫНСКИХ ГОРНОРУДНЫХ РАЗРАБОТКАХ

Резюме

В статье описываются первые результаты взрывных работ, проведенных методом меллисекундного замедления в румынских угольных и горнорудных разработках.

Экспериментальные работы были проведены под руководством венгерской делегации во главе с инж- И. Кота, директором Венгерского горно-исследова. тельского института в Татабаня.

НОВЫЕ ПРОЯВЛЕНИЯ ШЕРЕРИТА В КОНТАКТНЫХ ЗАЛЕЖАХ ГЕОХИМИЧЕСКОЙ ПРОВИНЦИИ ВАНАТИТОВ (II)

Резюме

В статье описывается новые минерализации щеелита в контактных залежах восточного Баната (Тынкова)- Шеелит ассоциирован с магнетитом в виде андрадитовых и эпидотитовых скарн. В южном Банате (Оравица) выявлены проявления шеелита, ассоциированые с кальцитом, эпидотом, молибдинитом, кобальтинсм и тетраздитом. Величина критлалов шеелита находится в пределах от 0,5 одо 7см

ПРИМЕНЕНИЕ ФЛЮИДИЗАЦИИ Р ОБЛАСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

Резюме

Вкратце описываются явления флюидизации твердых веществ газами, преимущества и недостатки в практическом применении, причем отмечаются результаты исследований, приведенных ИЧЕМИН-ом.

Анализируются производственные характеристики основных видов применения флюидизации в связи с использованием углей.

К ВОПРОСУ ПРИВЯЗКИ НАДЗЕМНЫХ ИЗМЕРЕНИЙ К ПОДЗЕМНЫМ ЧЕРЕЗ ОДИН ВЕРТИКАЛЬНЫЙ СТВОЛ

Резюме

В статве рассматривается случай проектитование двух пунктов, причем анализируется наиболее часто применяемы методы измерения, возможные ошибки и выводятся соответствующие заключения.

DIE DEM AUFSCHLIESSEN VON LAGERSTÄTTEN VORANGEHENDEN HYDROLOGISCHEN ARBEITEN.

Der Aufsatz behandelt die geologischen und hydrogeologischen Untersuchungsarbeiten, die dem Aufschliessen von Lagerstätten im wasserführenden Gebirge (Schwimmsand, u.s.w.) vorangehen.

BETRIEBSFAHRUNGEN BEIM SCHIESSEN NACH DEM MILLISEKUNDENVERFAHREN IN DEN RUMÄNISCHEN BERGWERKEN.

In diesem Aufsatz werden die ersten Ergebnisse gezeigt, die in den rumänischen Erz- und Kohlengruben beim Schiessen nach dem Millisekundenverfahren erzielt worden sind. Die Durchführung der Schiessarbeiten wurde von einer ungarischen Delegation überwacht, deren Leiter Dipl.- ing. I. Kota, der Direktor des Instituts für bergmännische Forschung zu Tatabanya, U.V.R., war.

NEUE SCHEELITVORKOMMEN AUF DEN KONTAKTLAGERSTÄTTEN, DER GEOCHEMISCHEN PROVINZ DER BANATITEN. (II).

In dieser Arbeit werden die neuen Scheelitvorkommen auf den Kotaktlagerstätten im östlichen Banat (Tincova) beschrieben. Der Scheelit kommt in Andradit — und Epidot — skarnen vor.

Auch im südlichen Banat (Orawitza) sind neue Scheelivorkommen zu verzeichnen. Dort ist der Scheelit mit Kalkspat, Epidot, Molybdänglanz, Kobaltin und Fahlerz vergesellschaft. Die Scheelitkristalle sind 0,5—7 cm gross.

DIE VERFLÜSSIGUNG ALS ARBEITSVERFAHREN ZUR VERWERTDU GNVON KOHLEN.

Der Vorgang der Verflüssigung von Feststoffen mit Gasen wird kurz beschrieben. Es werden die praktischen Vor- und Nachteile dieses Arbeitsverfahrens gezeigt, wobei auch die Ergebnisse, die vom Institut für bergmännische Forschung (ICEMIN) bei den durchgeführten Untersuchungen erzielt worden sind, besprochen werden.

Einige wichtige Betriebsdaten der Anlagen zur Verwertung von Brennstoffen werden ebenfalls angegeben.

EINIGE BETRACHTUNGEN ÜBER DEN TAGESANSCHLUSS DER GRUBENMESSUNGEN DURCH EINEN EINZIGEN SEIGEREN SCHACHT.

Der Aufsatz behandelt die Übertragung von zwei Punkten vom Tage in die Grube. Die üblichen Messmethoden, Fehler und Ergebnisse werden eingehend besprochen.

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

Facem cunoscut cititorilor noştri că, începînd de la 1 ianuarie 1956, Gazeta „TEHNICA NOUĂ" apare săptămînal. Preţul unui abonament este de lei 26 anual sau 13 lei semestrial.

Abonamentele se fac prin: Cercurile A.S.I.T. din întreprinderi şi instituţii, la Subfilialele şi Filialele A.S.I.T. din ţară.

Rugăm cititorii noştri să-şi prelungească, din timp, abonamentul pe anul 1956.

Clişeul de pe copertă: *Lucrările de desvelire cu ajutorul excavatorului cu cupe la I. C. Rovinari.*

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Industriei Cărbunelui — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 4.66.68 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 070.004 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

Lei 5 exemplarul

E 1455

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМАН - CSERE
VYMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

KAT

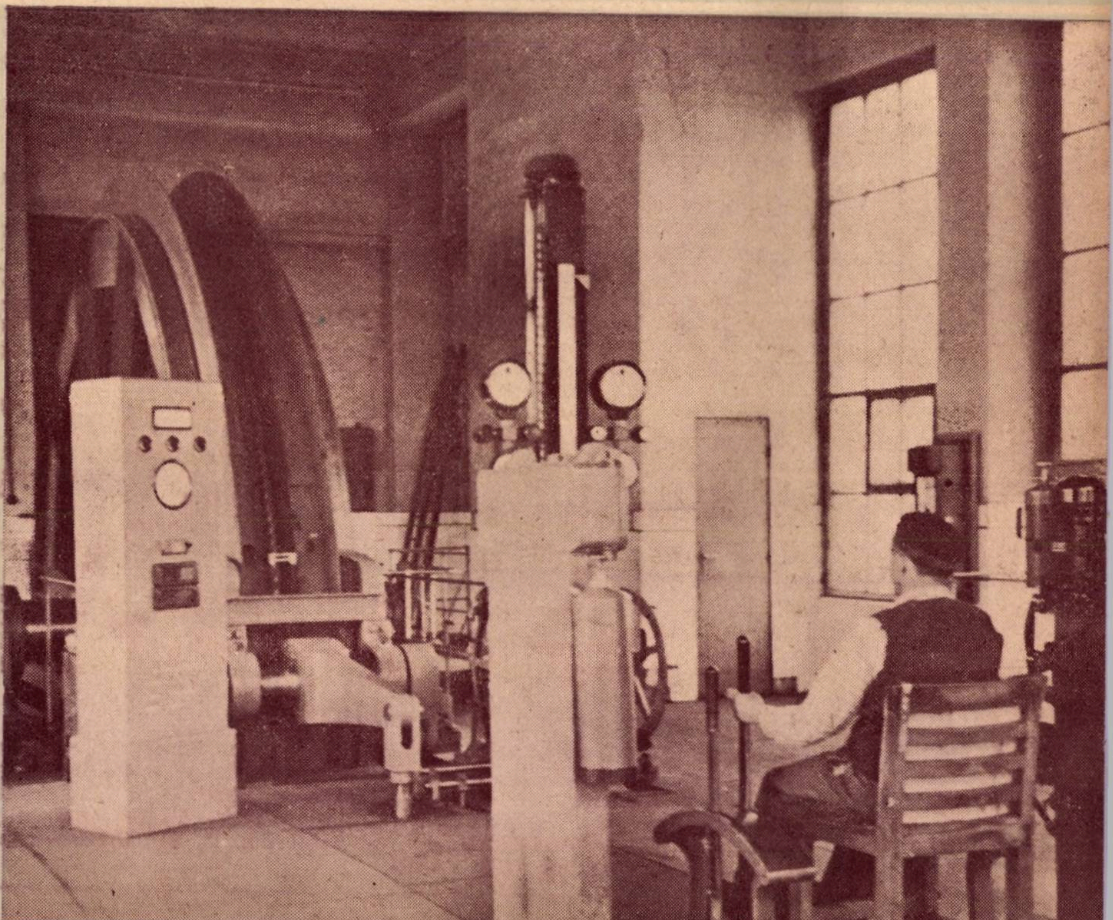
Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Revista MINELOR

6

1955

ASIT



Iunie
1956
Anul VII
Nr. 6

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA : BUCUREŞTI ● STR. ION GHICA, 3 ● TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.
* * *: Declaraţia Consiliului Executiv al Federaţiei Mondiale a Oamenilor de Ştiinţă cu privire la producţia şi experienţele cu armele nucleare 257
A. O. SPIVAKOVSKII şi N. A. MALEVICI : Transportul în exploatările miniere în viitorul apropiat 258
I. GRIGORE : Folosirea izotopilor radioactivi în geologie 262
V. BUMBU, C. VODISLAV şi V. POPA : Influenţa răcirii insuficiente în penultima treaptă a compresorului asupra instalaţiei pneumatice miniere 265
I. MEASNICOV : Cu privire la metodologia calculului productivităţii muncii în industria cărbunelui 272
I. BARBU, NISTOR NARCISSA şi I. ŞTEFANESCU : Cocs din cărbuni necocsificabili (III). Influenţa introducerii în reţetă a minereului de fier 278
S. PATRAŞ : Utilizarea instalaţiilor de screper la lucrările subterane 281
ŞTEFAN STAN : Contribuţii la studiul metodei optime de dozare a alicelor la forajul cu alice 290
C. SUPERCEANU : Noi apariţii de scheelit, în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor (III) 296
DOCUMENTARE 302
DIN ACTIVITATEA A.S.I.T. 304

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
* * * Заявление Исполнительного Совета Международной федерации научных работников по вопросу производства и испытания атомного оружия 257
А. О. СПИВАКОВСКИ Йи Н. А. МАЛЕВИЧ: Подземый транспорт в шахтах ближайшеи булщем 258
И. ГРИГОРЕ : Применение радиоактивных изотопов в геологии 262
В. БУМБУ, К. ВОДИСЛАВ и В. ПОПА : Влияние недостаточного охлаждения предпоследней ступени компрессора на шахтную пневматическую установку 265
И. МЯСНИКОВ : Методология расчета производительности труда в угольной промышленности 272
И. БАРБУ, Н. НИСТОР и И. ШТЕФАНЕСКУ : Кокс из некокосующихся углей (III). Влияние введения в рецепт железной руды . 278
С. ПАТРАШ : Использование скреперных установок в подземных разработках 281
ШТ. СТАН : К вопросу исследования оптимального метода дозировки дроби при дробовом бурении 290
К. СУПЕРЧАНУ : Новые минерализадии щерерита в контактных месторожцениях геохимической провинции банатитов 296
ДОКУМЕНТАЦИЯ 302
ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ АСИТ 304

Резюме опубликованных статей помещены иа третей странице обложки.

SOMMAIRE

Page
* * *: Déclaration du Conseil Exécutif de la Fédération Mondiale des Hommes de Science en ce qui concerne la production et l'expérimentation des armes nucléaires . . . 257
A. O. SPIVAKOVSKII et N. A. MALEVICI : Le transport souterrain dans un proche avenir . 258
I. GRIGORE : L'utilisation des isotopes radioactifs en géologie 262
V. BUMBU, C. VODISLAV et V. POPA : L'influence d'un refroidissement insuffisant dans l'avant-dernière marche du compresseur sur l'installation pneumatique de la mine . . 265
I. MEASNICOV : Sur la méthodologie du calcul de la productivité du travail dans l'industrie charbonnière 272
I. BARBU, NISTOR NARCISSA et I. ŞTEFANESCU : Koke provenant du charbon non cokéfiable 278
S. PATRAŞ : L'utilisation des installations screper dans les travaux souterrains 281
ŞT. STAN : Contributions dans l'étude de la méthode optime du dosage des plombs dans le forage à plomb 290
C. SUPERCEANU : Nouvelles apparitions de scheelite dans les gisements de contact de la province géochimique des banatites . . . 296
DOCUMENTATION 302
L'ACTIVITÉ DE L'ASSOCIATION SCIENTIFIQUE DES INGÉNIEURS ET TECHNICIENS . . 304

INHALT

Seite
* * *: Erklärung des Exekutiven Rates des Weltbundes der Wissenschaftler über die Produktion und Versuche mit Atomwaffen 257
A. O. SPIVAKOVSKII und N. A. MALEVICI : Die Zukunftsperspektiven der Förderung unter Tage 258
I. GRIGORE : Die Anwendung radioaktiver Isotope in der Geologie 262
V. BUMBU, C. VODISLAV und V. POPA : Der Einfluss ungenügender Kühlung in der vorletzten Stufe eines Verdichters auf den Druckluftbetrieb unter Tage 265
I. MEASNICOV : Über die Methoden zur berechnung der Arbeitsleistung im Kohlenbergbau 272
I. BARBU, NISTOR NARCISSA und I. ŞTEFĂNESCU : Koks aus nicht verkokbarer Kohle. (III) Der Einfluss von Eisenerzusatz . . . 278
S. PATRAŞ : Die Verwendung von Schrappern unter Tage 281
ŞTEFAN STAN : Beiträge zur Bestimmung der optimalen Schrotmenge beim Bohren mit Schrot 290
C. SUPERCEANU : Neue Scheelitvorkommen auf den Kontaktlagerstätten der Geochemischen Provinz der Banatite (III) 296
DOKUMENTATIONSCHINWEISE 302
AUS DER TÄTIGKEIT DES WISSENSCHAFTLICHEN VEREIN ROMÄNISCHER INGENIEURE UND TECHNIKER (ASIT) . . . 304

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — Laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

REVISTA MINELOR
ANUL VII ⊢ Nr. 6 ⊣ IUNIE 1956

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

Declarația Consiliului Executiv a Federației Mondiale a Oamenilor de Știință cu privire la producția și experiențele cu armele nucleare

Intre 1 și 4 aprilie 1956 au avut loc la Pekin lucrările celei de-a XVI-a sesiuni a Consiliului Executiv al Federației Mondiale a Oamenilor de Știință (F.M.O.S.).

Cu acest prilej, Consiliul Executiv a adoptat și a hotărît să dea publicității următoarea

DECLARAȚIE

Federația Mondială a Oamenilor de Știință împreună cu mai multe organizații și cu un număr de oameni de știință, dintre care unii de mare autoritate, a atras atenția în numeroase rînduri asupra pericolului pe care-l reprezintă producția continuă, stocarea și experiențele cu armele nucleare.

Federația socotește că acest pericol poate fi înlăturat numai prin încheierea pe baze largi a unei convenții între marile puteri, privind dezarmarea și scoaterea înafara legii a acestor arme.

De aceea, cea de a XVI-a reuniune a Consiliului Executiv al F.M.O.S. consideră binevenită continuarea discuțiilor în subcomitetul de dezarmare al Adunării Națiunilor Unite și face apel la toți participanții să facă un suprem efort pentru a ajunge la o înțelegere asupra punctelor în discuție. Astfel, omenirea va fi scăpată de la groaznica amenințare a exterminării în masă, care va continua să planeze asupra lumii pînă la realizarea unei asemenea înțelegeri.

Intre timp, mai multe țări, continuă experiențele cu armele nucleare în ciuda gravelor prejudicii cauzate de experiențele anterioare; în astfel de condiții acumularea elementelor radioactive în atmosferă sporește cu fiecare nouă explozie experimentală, fără să se țină seama că nu este încă cunoscută amploarea tulburărilor genetice de care ar putea suferi generațiile viitoare. Din aceste motive insistăm asupra necesității de a se încheia fără întîrziere o convenție internațională menită să oprească orice noi experiențe cu armele atomice și termonucleare. Subliniem că interzicerea imediată a experiențelor cu armele nucleare poate fi realizată fără restricție, dat fiind că detectarea experiențelor cu astfel de arme, nu prezintă dificultăți tehnice.

In fața acestei situații grave apelăm la oamenii de știință din toate țările, să ridice cît mai hotărît glasul împotriva producției continue, a stocării și experiențelor cu aceste arme, astfel ca noile și marile surse de energie — cele nucleare — devenite utilizabile prin iscusința omenească, să poate fi întrebuințate exclusiv pentru scopuri pașnice pentru a spori bogăția și fericirea întregii omeniri.

Transportul în exploatările miniere în viitorul apropiat *)

Prof. **A. O. Spivakovskii** și cand. Științe Tehnice **N. A. Malevici**

Cu toată modernizarea continuă a tehnicii transportului în minele de cărbune, prin crearea de noi tipuri de transportoare, mărirea și îmbunătățirea parcului de vagonete și locomotive, îmbunătățirea căilor de transport, introducerea dispecerizării și semnalizării — transportul subteran al minelor ce exploatează strate de mică înclinare (în special cele din Donbass), nu asigură pînă în prezent o continuă alimentare cu vagonete goale.

După cum o arată cronometrajele efectuate la punctele de încărcare din aceste exploatări, cea mai mare parte din totalul de opriri ale abatajelor cu front lung și care ajung în unele cazuri pînă la 40% din durata schimbului, se datoresc nealimentării la timp a punctelor de încărcare cu trenuri de vagonete goale.

La o analiză amănunțită a diferitelor sisteme de transport subteran dintr-o serie de exploatări, s-a pus în evidență că gradul de complexitate al schemelor de transport, adică a căii urmate de vagonet de la punctul de încărcare pînă la suprafață, influențează direct asupra duratei opririlor abatajului și că principalul factor este numărul de treceri ale vagonetului de la un orizont la altul. Acest număr (mai ales în lucrările miniere înclinate) servește ca indice principal al complexității schemelor de transport, ce exprimă revenirile vagonetului și prin urmare și gradul de asigurare al abatajului cu vagonete goale. Cel mai redus parc de vagonete apare în cazul dotării rampelor planurilor înclinate automotoare și a planurilor înclinate cu instalații de transport cu cablu și în rampele planurilor puțurilor cu colivie, adică în locurile de trecere ale vagonetului de la un orizont la celălalt. In unele exploatări cu scheme complexe de transport, în multe trepte, vagonetul nu revine la încărcare mai mult de o singură dată într-o zi, în timp ce în exploatările cu scheme simple și cu transport numai prin lucrările miniere orizontale, vagonetul poate parcurge traseul de transport de cinci ori pe zi.

După cum se vede, funcționarea normală depinde nu numai de mijloacele tehnice de transport (adică de folosirea unei mașini sau a alteia, de mărimea afluenței de apă din mină) ci, mai înainte de orice, de sistemul rațional de transport, legat de varianta de deschidere aplicată cîmpului minier respectiv.

Sistemele de transport în subteran. Pentru o funcționare normală a transportului subteran în minele ce exploatează strate de mică înclinare, trebuie ca, ținînd seama de larga răspîndire a variantei de deschidere cu galerii transversale principale și lucrări miniere pe înclinare, să se analizeze dacă nu poate fi introdus cu succes transportul pe bandă în lucrările pe înclinare și să se treacă la varianta de deschidere cu transversale de etaj.

Cel mai simplu sistem de transport, fără trecerea vagonetelor de la un orizont la altul prin lucrări miniere înclinate, se obține, de asemenea, și la deschiderea cîmpului minier prin transversale principale și puțuri oarbe. Asupra eficacității acestei variante de deschidere pentru exploatările din sectorul nordic al Donbass-ului poate fi citată experiența bazinului Sileziei și al Ruhr-ului și, de asemenea, unele tendințe remarcate în proiectarea exploatărilor miniere engleze.

Transportul subteran în viitorul apropiat trebuie să necesite un volum mai redus de muncă. Volumul de muncă necesar este direct legat de varianta de deschidere folosită, de sistemul și de mijloacele de transport.

Semnificative în această privință sînt datele referitoare la volumul de muncă necesar transportului subteran în exploatările din U.R.S.S. și din diferite bazine din străinătate, deschise prin diverse variante (tabela 1).

Din tabela 1 se vede că transportul subteran necesită cel mai mare volum de muncă în minele cu strate de mică înclinare, deschise prin galerii transversale principale cu lucrări miniere pe înclinare și transport pe cale ferată (în stratele de mică înclinare din Donbass, Karaganda, Anglia); în minele deschise cu galerii transversale de etaj și galerii transversale

---

*) Din „Ugol" Nr. 2/1956, pag. 37/40.

Tabela I

Tara, bazinul, anul	Volumul muncă necesar pentru transportul subteran; posturi/1000 t producţie medie zilnică	Cele mai răspîndite variante de deschidere în bazin
U.R.S.S., Donbass 1953 Combinatul Stalinugoli (strate de mică înclinare)	195	Puţuri verticale şi planuri înclinate. Galerie transversală principală cu lucrări pe înclinare
U.R.S.S.,Donbass,1955 (exploatări cu strate de mare înclinare)	99	Puţuri verticale. Galerii transversale de etaj.
U R.S.S., Karaganda, 1954 . .	116	Puţuri verticale şi planuri înclinate. Galerie transversală principală şi lucrări miniere pe înclinare
U.R.S.S., Bazinul Moscovei, 1954	60	Puţuri verticale. Deschiderea cu galerii direcţionale gemene principale.
Anglia, 1951 (în medie pentru toate exploatările)	139	Puţuri verticale. Galerie transversală principală şi lucrări miniere pe înclinare
Anglia, 1954 (mine cu planuri înclinate, utilate cu cablu fără sfîrşit)	130	Idem
Anglia, 1954 (mine cu transport complet continuu)	88	Idem
R.F.Germană, bazinul Ruhr, 1953	82	Puţuri verticale. Galerii transversale principale cu puţuri oarbe.
S.U.A., 1949	37	Galerii de coastă. Sistem de exploatare în camere.

principale cu puţuri oarbe (în stratele de mare înclinare din Donbass şi Ruhr) acest volum de muncă este de 2—2½ ori mai redus; de asemenea, în minele engleze în care transportul se efectuează complect numai pe bandă, volumul de muncă nu este mare (88 posturi).

Datele de mai sus justifică cu tărie necesitatea trecerii de la varianta de deschidere a cîmpului minier cu galerii transversale principale şi lucrări miniere pe înclinare, larg aplicată în stratele de mică înclinare din Donbass — mai ales în cazul aplicării în aceste lucrări a transportului cu cablu — la varianta de deschidere cu transversale de etaj sau transversale principale şi puţuri oarbe.

Eficacitatea transportului subteran depinde, de asemenea de succesiunea de exploatare a cîmpului minier şi de abataj, considerată în proiectele minelor din viitorul apropiat: în cîmp sau în retragere. Din punct de vedere al transportului subteran, cea mai justă trebuie considerată în toate cazurile — exploatarea în retragere, deoarece, la aceasta condiţiile de transport sînt mult uşurate. Este indicată aplicarea metodei de exploatare cu stîlpi lungi direcţionali la exploatarea stratelor cu grosime de peste 0,7 m şi corespunzătoarea reducere a domeniului de aplicare a metodei de exploatare cu front lung continuu.

Transportul continuu. In viitorul apropiat trebuie să se aplice pe larg în cazul unor condiţii corespunzătoare, transportul continuu în toată exploatarea (*N.R.* conveierizarea completă). Pentru realizarea schemei cu transport pe cale ferată la un singur orizont, trebuie să se lărgească aplicarea transportului cu bandă în cadrul sectoarelor (galerii intermediare, planuri înclinate de panou), deoarece, lichidînd în acest mod opririle combinelor în timpul schimburilor, se poate mări capacitatea de producţie cu 10—15%.

Principalul mijloc al transportului subteran continuu — banda — este fabricat într-un număr foarte limitat de tipuri ce nu corespund necesităţilor minei.

Pentru lărgirea domeniului de aplicare a transportului continuu, trebuie să se creeze în primul rînd:

1. Benzi de transport pentru înclinări de peste 18^0 cu coaste transversale din cauciuc.

2. Benzi de transport puternice de mare lungime (pînă la 1000 m şi peste, la înclinări de 15^0) cu benzi ce au baza întărită din nylon sau împletitură de fire.

3. Transportoare curbilinii sau transportoare plastice pentru transportul pe galeriile intermediare curbilinii și pe galeriile direcționale principale.

In practica din străinătate, se aplică cu mult succes transportoare bandă cu cabluri și cu lanțuri, a căror bandă servește numai ca organ portant; drept organ de tracțiune se folosesc cabluri sau lanțuri grele. In industria noastră carboniferă, transportoarele bandă cu cabluri ar putea găsi aplicare în planurile înclinate de deschidere sau în planurile înclinate principale.

In cazul unei complete conveierizări a exploatării sau în cazul conveierizării sectoarelor, rămîne nerezolvată problema mijlocului de transport auxiliar, care după cum se știe, complică foarte mult schema generală a transportului. Intr-o serie de cazuri în lucrările orizontale, probabil, vor găsi aplicare vagonetele navetă cu troley sau cu motor Diesel (uneori cu acumulatori) pe pneuri sau pe șenile. Prin aceasta, în cazuri corespunzătoare dispare necesitatea unor linii ferate costisitoare, mărindu-se în același timp maniabilitatea transportului auxiliar. Pentru transportul oamenilor, prin lucrările miniere orizontale și mai ales prin cele pe înclinare, trebuie să se folosească benzi transportoare speciale de mare lungime și mare putere.

Transportul pe linia ferată. Materialul rulant al transportului pe cale ferată folosit în prezent, necesită o radicală modernizare.

Pentru noile mine din viitorul apropiat cu capacități de producție de 900 000, 1 200 000, 1 500 000 tone pe an și chiar peste, la transportul principal pe un singur orizont, trebuie să se treacă la folosirea locomotivelor electrice cu greutate de 16—17 și 20 tone, a trenurilor de mare capacitate, a vagonetelor cu capacitate de 5—8 tone cu ramă pe arcuri și cuple automate cu amortizoare.

Prin mărirea greutății trenurilor se reduce numărul de trenuri în cursă, datorită cărui fapt se reduce intensitatea funcționării transportului, se ușurează urmărirea și conducerea acestuia și se mărește capacitatea de transport a locomotivelor (tkm).

Viteza medie de circulație a trenurilor prin căile principale, trebuie să fie mărită pînă la 15—20 km/h. Pentru vagonetele și locomotivele mari va fi necesară introducerea liniei ferate cu ecartament de 1100 mm.

Prin mărirea puterii și a vitezei materialului rulant, apar noi cerințe în ce privește construcția căii și deservirea transportului: trebuie să fie îmbunătățită suprastructura căii în lucrările miniere principale, să se folosească șine cu greutate de pînă la 33 kg/m, ce fac posibilă îmbinarea prin sudură; înafară de sistemul S.C.B. (*N.R.* Semnalizare, centralizare, blocare) cu comanda centralizată și automatizată a macazelor și semnalelor, să se realizeze legături telefonice și prin radio între dispecer și fiecare mecanic de locomotivă de pe traseu.

Locomotivele puternice și vagonetele de mare capacitate se pot folosi în lucrările miniere principale, fără a mări secțiunea acestora, deoarece în multe cazuri este posibil ca, păstrînd secțiunea existentă a lucrărilor miniere de profil dublu să se treacă la transportul pe o singură cale cu ecartament mărit efectuat cu o capacitate și viteză sporite.

Pentru trenurile de mare capacitate, cu viteză mărită sînt necesare locomotive electrice cu mare putere specifică a motoarelor, dotate cu frîne hidraulice sau pneumatice.

Oprirea trenurilor de mare capacitate ce circulă cu mare viteză, în pantă pe un spațiu de frînare de 40 m, constituie o mare greutate. Imbunătățirea mijloacelor de frînare a trenului este principial posibilă: în cazul de mai sus fie că se intercalează în tren două-trei vagonete de mare capacitate prevăzute cu frîne ce se cuplează automat la frînarea locomotivei, fie pe lîngă frînele obișnuite să se folosească electromagneți de cale.

Un exemplu de cerințe imperioase în ceea ce privește caracteristicile de tracțiune și frînare a locomotivelor, îl poate constitui minele din viitorul apropiat din sectorul nordic al Donbass-ului, în care se poate organiza circulația locomotivelor electrice prin lucrări miniere cu pante de 3—4 și pînă la 5°. Mijloacele satisfăcătoare de transport prin astfel de lucrări miniere de transport nu există, deoarece, locomotivele electrice existente nu sînt prevăzute în acest scop. In aceste condiții pot fi folosite vagonetele-navetă automotoare de mare capacitate — 15—20 t — sau locomotivele electrice cu mare greutate, pentru mărirea căreia este posibilă folosirea electromagneților plasați cu un mic joc deasupra șinelor, între roți. La circulația în sus și cuplarea electromagneților, ei aderă la șină și greutatea locomotivei electrice crește cu mărirea intensității curentului.

La coborîrea pe pantă, la cuplarea electromagneților și la introducerea simultană a bacurilor de frînare pînă la cuplarea de șine, se poate mări, după cum se știe într-o mare măsură forța de frînare.

Pînă în prezent nu sînt create locomotive pentru transportul pe galeriile de aeraj și intermediare în minele cu pericol de gaze. Locomotivele cu acumulatori, existente, după cum se știe, nu sînt de construcție antigrizutoasă, deoarece bateriile de acumulatori prezintă pericol de explozie a gazelor. Pentru aceste condiții, trebuie să se grăbească realizarea bateriilor de acumulatori de construcție antigrizutoasă și, de asemenea, a locomotivelor Diesel de gabarit redus.

O analiză specială, trebuie făcută problemei folosirii locomotivelor Diesel pentru transportul principal, în locul locomotivelor cu acumulatori.

Transportul prin puțurile oarbe. In legătură cu posibilitatea deschiderii cîmpului minier prin puțuri oarbe, trebuie să se realizeze și să se aleagă, considerînd în special și experiența exploatărilor din Ruhr, a celui mai indicat mod de coborîre a cărbunelui prin puțul orb. După unele date preliminarii acesta ar putea fi, pentru cărbune: descensoarele spirale, iar pentru oameni, steril și materiale, extracția cu o singură colivie de tipul liftului.

Avantajele descensorului spiral, înafară de funcționarea complet automată și lipsa pieselor mecanice, constă și în faptul că el poate constitui un tampon de siguranță între două mijloace de transport diferite.

Automatizarea transportului. Modernizarea sistemului și mijloacelor de transport subteran în exploatările din viitorul apropiat trebuie să fie însoțită și de automatizare. De la comanda de la distanță cu ajutorul posturilor cu butoane, trebuie să se treacă la comanda automatizată centralizată a grupelor de benzi transportoare cu ajutorul rețelei de curenți slabi, de construcție antigrizutoasă cu aparatură de control. Trebuie să se creeze mecanisme pentru comanda automată, în care, comanda automată să facă parte în mod „organic" din mecanism și să nu fie o „adaptare" la utilajul existent. Este important să se stabilească domeniul de aplicare al reglării și controlului automat. Intr-o serie de cazuri este mai simplu să se mărească gradul de siguranță mecanică a utilajului, decît să se creeze o reglare complexă și un control automat.

In cazul transportului pe cale ferată, trebuie să se introducă pe larg blocarea automată cu semnalizare luminoasă pe liniile principale de transport și în rampe.

Sarcinile construcției de mașini în domeniul subteran. Modernizarea instalațiilor actuale de transport subteran și crearea de noi mașini se pot realiza numai pe baza celei mai înaintate realizări constructive și tehnologice din țară și străinătate. Inainte de toate, trebuie mărită siguranța și durata de serviciu a mașinilor prin folosirea celor mai rezistente, ușoare și anticorozive materiale, prin ridicarea preciziei prelucrării mecanice a pieselor, prin îmbunătățirea calității prelucrării suprafețelor lor și prin folosirea noilor procedee de prelucrare termică.

Un exemplu caracteristic de insuficientă atenție în această importantă direcție a exploatării utilajului este uzura rapidă a jghiaburilor, lanțurilor și roților de acționare și ca urmare, dese ruperi ale lanțurilor transportoarelor cu raclete. Astfel, de exemplu, durata de serviciu a lanțurilor nu depășește șase luni, durata de serviciu a vagonetelor, de asemenea este insuficientă; la multe mașini de transport, etanșarea contra prafului și a umidității lasă mult de dorit; nu există sisteme sigure de etanșare; palierele rolelor benzilor transportoare nu au o bună etanșare față de praf și murdărie. In această privință, trebuie amintită experiența de peste hotare, unde firmele constructoare garantează la cinci ani durata de serviciu a rolelor.

Pentru realizarea unor mai bune transportoare cu raclete curbilinii și mobile pentru abatajele cu front lung este necesară folosirea lanțurilor calibrate de ancore. Uzinele constructoare de utilaj minier trebuie să facă posibilă fabricarea acestor lanțuri strict după calibru, din acele sorturi de oțel și cu acea prelucrare termică prin care calibrul lanțului nu se reduce la o îndelungată funcționare în procesul de exploatare.

După cum arată practica și, de asemenea, și cercetările teoretice și experimentale, viteza de lucru a lanțului de la transportoarele cu raclete și a lanțurilor de la alte transportoare poate fi simțitor mărită. Printr-o alegere corespunzătoare a parametrilor transportorului, aceasta poate fi însoțită nu de o mărire, ci chiar de o reducere a sarcinilor dinamice.

Odată cu mărirea lungimii elementului de lanț (mai ales la lanțurile de tracțiune articulate) trebuie să se reducă atît mărimea sarcinei liniare a transportorului și în mod corespunzător și greutatea proprie a organului de tracțiune. Posibilitatea măririi vitezei de funcționare are mare importanță pentru transportoarele din abataj, pentru obținerea unei măriri a capacității și totodată și pentru limitarea dimensiunilor gabaritului transversal al acestor transportoare. Pentru mărirea puterii instalațiilor de transport, pentru pornirea lor în plină sarcină și necesitatea suportării unor sarcini exterioare, trebuie ca în vederea înlăturării ruperilor, să se introducă în acționarea instalației cuple hidraulice și în unele cazuri, chiar transmisii hidraulice. Folosirea cuplelor hidraulice este indicată mai ales în instalațiile de transportoare cu raclete sau cu bandă prevăzute cu mai multe acționări și la locomotivele electrice mari.

Actualmente, în industria carboniferă, funcționează o mare diversitate constructivă de transportoare, fapt care complică exploatarea; dotarea cu piese de rezervă și repararea lor. De aceea, trebuie să se folosească pe larg piesele, detaliile și profilele speciale standardizate și normalizate. Trebuie, de asemenea, să se creeze cîteva dimensiuni tip de transportoare cu raclete și cu bandă ca agregate unificate și să se compună din aceste agregate transportoare pentru diferite condiții de exploatare minieră.

Pînă în prezent, utilajul și mecanismele de transport se fabricau în multe uzine (de exemplu, vagonetele se fabricau în șase uzine). Trebuie pe cît posibil, să se specializeze producția, și să se organizeze în uzine fabricația continuă în masă a unui singur tip de utilaj sau mecanism.

Munca științifică și de cercetare. In secțiile Institutelor de cercetări științifice și de învățămînt minier, munca științifică în domeniul transportului subteran se duce pe o scară redusă. De exemplu, chiar într-un institut bine dotat și vast, cu numeroase laboratoare și cu un colectiv ales, cum este VUGI, nu există un laborator special pentru transportul subteran, corespunzător realizării unor cercetări experimentale, cît de reduse și nu se asigură colectivului științific o tematică. In alte institute — situația este și mai rea. Lucrări de volum redus, după o tematică limitată (ce nu cuprinde sarcinile de cea mai mare importanță puse industriei carbonifere) se efectuează în Institutul de mine al Academiei de Științe din U.R.S.S.; punerea acestor probleme a fost inițiată abia în 1956.

La Institutul de proiectări de mașini pentru industria carboniferă, secția de instalații de transport subteran are un efectiv insuficient (în comparație cu alte secții), mijloace tehnice reduse pentru încercarea și cercetarea noilor instalații de transport și a pieselor lor.

După cum rezultă din cele de mai sus, munca de cercetare științifică în domeniul transportului subteran, trebuie să fie dirijată în următoarele direcții:

1. Modernizarea sistemului de transport în legătură cu varianta de deschidere și metoda de exploatare. Stabilirea domeniului just de folosire a diverselor mijloace de transport. Organizarea și exploatarea transportului după metode înaintate. Coeficienții de siguranță și de rezervă ai transportului.

2. Modificarea construcției și modernizarea tipurilor de instalații existente. Elaborarea bazelor aplicării lor pentru noi condiții (sarcina de transportat, parametri de debit și lungime de transport, configurația traseului etc.).

3. Crearea de noi procedee de transport în subteran. Elaborarea bazelor teoretice și fizice ale noilor instalații de transport.

4. Imbunătățirea proprietăților constructiv-tehnologice a siguranței și a duratei de serviciu a utilajului (alegerea materialelor pentru construirea mașinii, sistemele de transmisie, protecția mecanică a mașinii, sistemul de ungere, unificarea etc.).

5. Crearea utilajului electric și pneumatic pentru telemecanizare și automatizare.

Concluzii

Transportul în subteran în viitorul apropiat trebuie ridicat la noul nivel al tehnicii și organizării producției, pentru a nu mai constitui o frînă în dezvoltarea extragerii cărbunilor mai ales (ca în prezent) la exploatarea zăcămintelor de mică înclinare.

Modernizarea și perfecționarea sistemului și mijloacelor de transport subteran nu trebuie să se limiteze la rezolvarea unor probleme parțiale și la lichidarea unei anumite „strangulări". Această problemă trebuie rezolvată complex cu obligația participării organizațiilor de cercetări științifice, proiectare și construcții de mașini.

Nu toate problemele ridicate în acest articol pot fi rezolvate actualmente. Unele din ele necesită încă o amănunțită studiere.

Transportul subteran este una din principalele verigi ale unei exploatări miniere, care necesită o radicală perfecționare și modernizare.

Folosirea izotopilor radioactivi în geologie

Geolog I. Grigore
Laureat al Premiului de Stat

Substanțele radioactive sînt reprezentate în natură de peste 100 minerale diferite, din care unele sînt minerale primare de culori închise — brune, negre, iar altele sînt minerale secundare în culori vii — roșii, galbene, verzi, portocalii etc. Mineralele se găsesc sub formă de concentrațiuni (zăcăminte) și sub formă dispersă în roce.

Zăcămintele pot fi primare, cantonate în rocile magmatice, în zonele marginale ale batolitelor sau legate de marile scuturi terestre. In general sînt legate de rocile acide — granite și granodiorite. Sub formă de concentrații mai pronunțate, însă mici ca extindere se găsesc în corpurile pegmatitice și filoanele hidrotermale.

Alte concentrații de minerale radioactive se găsesc în zăcăminte sedimentare, mai ales în sedimentele oceanice, marnele bituminoase, argilele roșii, marnele cu globigerine și radiolari și gresiile cu monazit.

Al treilea tip îl formează zăcămintele oxidate ce apar pe crăpăturile filoniene pe care circulă soluții apoase concentrate. Mineralele sub formă dispersă se găsesc ca impregnații difuze în masa rocilor.

Mineralele radioactive sînt constituite din elemente chimice foarte grele. La baza acestor elemente chimice este atomul. Atomii prezintă dimensiuni infime, diametrul lor fiind egal cu a sutamilioana parte dintr-un centimetru. Atomii au un nucleu material cu diametrul de o sută de mii de ori mai mic decît diametrul atomului Nucleul atomului este încărcat cu sarcini electrice pozitive, iar în jurul nucleului se rotesc electronii, care sînt în număr egal cu numărul sarcinilor pozitive ale nucleului, astfel încît atomul reprezintă un sistem neutru din punct de vedere electric. La rîndul lor nucleii atomilor sînt alcătuiți din două particole mai simple — un proton sau nucleu al atomului de hidrogen, care poartă o sarcină electrică pozitivă și un neutron care are aceiași masă cu protonul dar lipsită de orice sarcină electrică.

Elementele chimice ușoare sînt alcătuite dintr-un număr aproximativ egal de protoni și neutroni strins legați între ei, încît nucleii atomilor rămîn permanent stabili. La elementele chimice grele, numărul neutronilor crește față de protoni în raport cu greutatea atomică, din care cauză atomii devin nestabili, se dezintegrează cu degajare de energie. Prin desintegrare se produc: raza alfa, raza beta, raza gamma și fenomenul de captare K.

Izotopii reprezintă atomii aceluiași element și se deosebesc între ei prin greutate. Deci un singur element chimic poate avea mai mulți izotopi, care în unele cazuri ajunge la zece. Uraniul are mai mulți izotopi, dintre care cel mai important este cel cu greutatea atomică 238, neptuniul are doi izotopi, unul cu greutate atomică 237 și altul cu greutate atomică 239.

In geologie izotopii sînt folosiți pentru determinarea absolută a timpilor geologici. Diferitele metode folosite pentru determinarea vîrstei formațiunilor geologice și deci a pămîntului, erau extrem de relative și duceau la rezultate destul de diferite. Principiul pe baza căruia izotopii radioactivi sînt folosiți la determinarea vîrstei pămîntului, se sprijină pe faptul constatat că viteza de dezintegrare a izotopilor radioactivi rămîne riguros constantă pentru fiecare varietate nestabili. Perioada de semidesintegrare a diferiților izotopi ai elementelor radioactive sînt cuprinse în limite foarte largi, de la o fracțiune de secundă pentru nucleii atomilor cei mai nestabili, pînă la miliarde de ani pentru cei mai stabili. Astfel izotopul neptuniului cu greutatea atomică 237 se semidezintegrează în 2 milioane de ani, iar cel cu greutatea 239 se semidesintegrează în 2 zile.

Izotopii radioactivi prezintă perioade de semidesintegrare extrem de variabile, însă întotdeauna constante. Produsele finale stabile după 10—12 transformări succesive, sînt nucleii atomilor de plumb, iar particolele alfa pierzîndu-și energia cinetică și sarcina, devin în ultima formă atomi de heliu. In măsurarea timpului geologic, mineralele radioactive au viteze constante pentru diferitele faze intermediare pe de o parte, iar pe de altă parte în fază finală se formează atomi stabili de heliu și plumb ce cresc în raport direct cu timpul. Cînd s-a format minereul într-o anumită formație geologică era un mineral primar de uraniu, toriu sau actiniu fără atomi de plumb și heliu și apoi prin desintegrarea atomilor de uraniu și toriu au început să apară în mineral și să se înmulțească treptat atomii de heliu și plumb. Cantitatea de uraniu și toriu rămasă se determină prin analiză directă, iar cantitatea atomilor de uraniu și toriu desintegrați se calculează după cantitatea de heliu și plumb ce se formează. Raportînd cantitatea de heliu față de cea de uraniu și toriu pe de altă parte, se obține timpul în ani care s-a scurs de la formarea acestui mineral.

Două metode au fost folosite pentru determinarea vîrstei: metoda plumbului și metoda heliului. Un criteriu sigur al preciziei rezultatelor obținute prin metoda radioactivă este coincidența rezultatelor determinării vîrstei după minerale diferite din acelaș loc, a căror determinare s-a făcut prin metode diferite. Metoda plumbului este mult mai sigură decît metoda heliului, întrucît heliul se răspîndește imediat după formare în majoritatea rocilor poroase.

In ultimul timp au apărut metode noi de determinare a vîrstei formațiunilor geologice: a argonului, stronțiului, carbonului și xenonului.

Vîrsta formațiunilor geologice tinere poate fi determinată principial după raportul a două elemente radioactive oarecare, sau prin măsurarea conținutului unui element radioactiv în diferite părți ale unei formațiuni geologice. Pînă în prezent s-au folosit elementele radioactive izolate, calculul făcîndu-se în raport cu radiul, determinîndu-se vîrsta concrețiunilor, stalactitelor și sedimentelor de fund care au vîrsta pînă la 15.000 ani. După raportul dintre substanța primară și produsele de desintegrare: uraniu-radiu ioniu-radiu, s-a determinat vîrsta mineralelor secundare, a sedimentelor oceanice și a argilelor vărgate. Prin această metodă se poate determina vîrsta pînă la 1 milion de ani. După raportul dintre izotopii diferitelor serii de desintegrare: radiu — mesotoriu I sau thoriu X — actiniu X, bazîndu-se pe depunerea concomitentă a izotopilor în sedimente la formarea rocii și pe viteza diferită a desintegrării lor ulterioare, s-a determinat vîrsta formațiunilor geologice cuaternare.

S-a mai calculat de asemenea că 1 000 grame de uraniu vor da în decurs de 1000 milioane de ani 13 grame de plumb și 2 grame de heliu. Pe baza acestor date s-a întocmit o scară pentru măsurarea absolută a timpului de evoluție geologică a globului pămîntesc. Această metodă a stabilit că vîrsta pămîntului atinge 4,4—4,5 miliarde ani. Munții cei mai vechi din Carelia și Canada au o vîrstă de 2 miliarde de ani. Munții Urali și Tiau-Șan au o vîrstă de 3000 milioane de ani, iar Alpii 50 milioane de ani. Omul a apărut pe pămînt de circa 800 mii de ani și acum 25 mii de ani s-a sfîrșit ultima epocă glacială, iar începutul culturii egiptene și babiloniene a fost acum 8000—10000 ani.

In schema din fig. 1 sînt redate diviziunile stratigrafice mai importante cu indicația duratei în timp a fiecărei diviziuni stabilită pe baza desintegrării substanțelor radioactive.

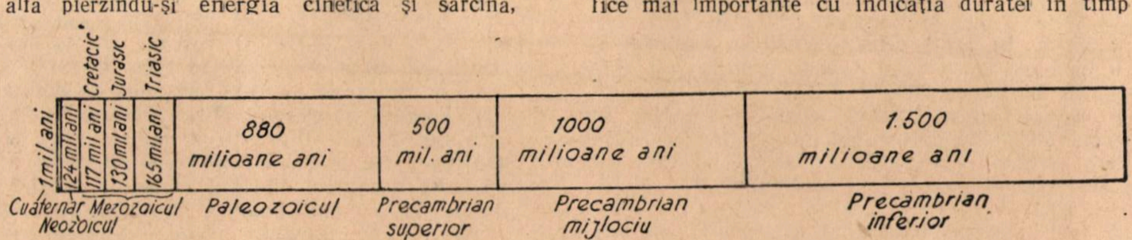


Fig. 1.

Desintegrarea radioactivă constituie și o sursă de căldură permanentă, căci prin acest proces se produce o degajare continuă de căldură. Experiențele arată că 1 gram de radiu desintegrîndu-se, degaja 2,9 milioane calorii mari. Dintr-un kg. de uraniu prin accelerarea procesului de desintegrare prin bombardare cu neutroni se degaje o cantitate de energie și căldură egală cu aceea care s-ar degaja prin arderea a 2 000 tone de cărbuni. Se știe că temperatura crește de la suprafață către interiorul Pămîntului în mod treptat, admițîndu-se de către unii cercetători, temperaturi foarte mari ce ajung la 200 000° în centrul Pămîntului.

Acest ritm de creștere a temperaturii cum admit aproape toți savanții, este însă caracteristic numai pentru primii zeci de km, iar la adîncimi foarte mari, ridicarea temperaturii aproape încetează. Astfel Vichert bazîndu-se pe repartiția densităților, ajunge la concluzia că în centrul pămîntului temperatura nu depășește 3000—4000^0. Această concepție concordă și cu teoriile admise de adepții teoriei căldurii de origină radioactivă, deoarece elementele radioactive sînt concentrate mai ales în orizonturile superioare ale pămîntului, în rocile acide, iar în raport cu adîncimea, conținutul lor scade. Astfel Jolly, unul din adepții căldurii radioactive, consideră că radiul se găsește numai în primii 70 km de adîncime, unde temperatura crește treptat din această cauză pînă la 1500^{0}C.

Căldura radioactivă se produce și în atmosfera pămîntului unde se află neutroni rezultați din acțiunea razelor cosmice cu nucleele atomilor din gazele atmosferice. Acești neutroni acționează și transformă nucleele de azot, care este cel mai abundent gaz din atmosferă. Prin bombardare cu neutroni în nucleele de azot, acesta se transformă într-un carbon radioactiv natural, care are o perioadă de semidesintegrare de 5600 ani. Acest etalon servește astăzi pentru determinarea vîrstei formațiunilor naturale tinere și a obiectelor arheologice. Prin transformarea nucleelor de azot în carbon radioactiv, se produce și o cantitate de căldură ce se răspîndește în atmosferă. Această cantitate de căldură este însă redusă față de puternica radiație solară. Cantitatea de carbon radioactiv în atmosfera pămîntului a fost apreciată de Andersen și Libbi la 22 tone.

Energetica desintegrării atomice manifestată prin căldură, ne permite deocamdată în mod ipotetic, să explicăm repartiția căldurii în interiorul pămîntului și să formulăm ipoteze mai științifice asupra stării fizice a materiei de la suprafață și pînă în centrul pămîntului.

Studiul desintegrării atomice mai prezintă o importanță mare în geologie, prin explicarea problemelor de cosmogonie, adică modul de formare și evoluție a pămîntului. Desintegrarea elementelor radioactive trebuie să fie precedată și de un stadiu al apariției lor, adică trebuie să admitem fenomenul de sinteză a elementelor radioactive. Desintegrarea atomică nu s-a produs permanent, căci substanța radioactivă ar fi dispărut pînă astăzi. In istoria cosmică a materiei terestre a trebuit să aibă loc și procese de sinteză a atomilor radioactivi grei. Este important de știut timpul cînd au avut loc procesele de sinteză atomică și care a fost istoria pregeologică a materiei atomice a pămîntului din punctul de vedere al formării și transformării nucleelor atomice. In acest sens, Vernadski, Fersman și Usov au formulat în termeni preciși primele idei asupra corelației dintre evoluția materiei atomice și originea și dezvoltarea pămîntului. Astfel Vernadski în noul curent științific despre pămînt — radiogeologia — în care combină problemele de fizică nucleară cu cele de geologie, punea cu mult înainte o serie de întrebări ca acestea:

„Nu a fost oare un timp cînd pe pămînt au fost atomi și reacții chimice care astăzi nu mai au loc?

„Nu a fost un timp cînd suprafața pămîntului în perioada prearhaică, a fost topită datorită căldurii radiogene?

Fersman a delimitat două orientări fundamentale în domeniul ipotezelor cosmogonice. Prima se baza pe legea mecanicii cerești și a doua pe ideia evoluției chimice și a dezintegrării radioactive.

Usov în teoria geotectonică asupra dezvoltării pămîntului a susținut că prin compresiunea gravitațională a unui corp cosmic suficient de mare, care poate fi considerat sub orice raport ca un condensat de materie în univers, electronii și pozitronii se contopesc, dînd atomi mai denși. Asemenea fenomene au avut loc și în planeta noastră, care inițial reprezenta un astru și a suferit mai tîrziu o compresiune și o condensare.

Dacă procesele de desintegrare atomică se exprimă prin simplificarea structurii materiei, prin scăderea neutronilor în produsele finale ale desintegrării, procesele de sinteză sînt dirijate în sens contrar desintegrării și ele se exprimă prin saturarea materiei primare cu neutronii. Pentru precizarea problemelor cosmogonice, geologul este nevoit să se intereseze de momentul cînd au avut loc procesele de sinteză a atomilor radioactivi, adică de problema genezei nucleare, în scopul de a ști dacă acest lucru s-a petrecut înainte de formarea pămîntului ca planetă sau după aceea. In acest sens s-au făcut calcule pentru determinarea vîrstei uraniului ca element radioactiv natural, ajungîndu-se la cifra de 5 miliarde ani. La aceiași valoare se ajunge și prin calculul făcut pe mineralul actiniu 235 și plumb 207 din meteoriți. Pe de altă parte, vîrsta scoarței terestre pe baza plumbului radiogen se calculează la 4,5 miliarde ani. De aici rezultă o posibilitate de comparație între vîrsta pămîntului și cea a uraniului, apreciindu-se că formarea uraniului a avut loc cu puțin timp înainte de formarea pămîntului. Deci se poate trage concluzia extrem de importantă din punct de vedere geologic și cosmogenic că procesul de sinteză nucleară a precedat imediat formarea pămîntului în calitate de corp cosmic independent și în stare de evoluție. După studiul acesta de sinteză nucleară și de formare a pămîntului, a urmat un stadiu cînd elementele radioactive s-au desintegrat repede și au dat o cantitate uriașă de căldură pămîntului care se individualizase deja ca corp cosmic independent. Această desintegrare rapidă s-a datorit elementelor transuraniene aflate în acea vreme în cantitate foarte mare și care se dovedesc astăzi prin existența a două vîrfuri de frecvență a staniului și a bariului. După aceea a urmat o perioadă de descreștere a proceselor de desintegrare radioactivă pînă azi. Deci, pînă la crearea condițiilor geologice, evoluția pămîntului s-a găsit sub influența căldurii radiogene primare, a căldurii datorită desintegrării izotopilor radioactivi astăzi dispăruți din cauza perioadei scurte de desintegrare și sub influența căldurii degajate de elementele radioactive obișnuite, care se mai păstrează și astăzi. Abundența de căldură radiogenă s-a putut exprima concret în starea de tensiune a pămîntului supraîncălzit și în activitatea lui termodinamică neobișnuit de mare. Izotopii radioactivi care au avut o perioadă de dezintegrare lungă și-au putut prelungi existența pînă la începutul formării geosferelor adînci ale pămîntului. Acești izotopi radioactivi s-au transformat mai tîrziu în izotopi stabili de xenon, argint, brom, bismut, argon, bariu și ruteniu. Pe măsura desintegrării lor, rolul principal în bilanțul energetic al planetei a trecut de partea izotopilor de potasiu și uraniu. Potasiul și uraniul fiind elemente litofile, au tins încă din timpul diferențierii inițiale către orizonturile superioare ale planetei noastre și au continuat ascensiunea lor în timpul fiecărei etape de mișcări tectonice. Aceste mișcări sînt însoțite de obicei de o diferențiere a magmei din adîncime și de o ascensiune a diferențiatelor elementelor radioactive, care a avut ca urmare o stabilizare din ce în ce mai mare a scoarței terestre. Această stabilizare a avut ca efect din ultima analiză formarea și dezvoltarea platformelor, adică a scuturilor mai stabile ale scoarței pămîntului. Dacă comparăm vîrsta de cînd pămîntul s-a individualizat ca un corp cosmic, circa 4,5 miliarde ani, cu vîrsta de 2 miliarde ani a celor mai vechi roci, devine limpede că în cursul unui interval imens de timp, materialul scoarței terestre a suferit o transformare generală intensă și multiplă. Această activitate s-a manifestat în fenomene intense de cutare, metamorfism, magmatism, care au un consum uriaș de energie în cursul repetărilor multiple ale acestor fenomene în interval de 2,5 miliarde ani.

In desintegrarea radioactivă a izotopilor dispăruți și actuali, trebuie privită sursa de energie cea mai probabilă, care a condiționat procesele geologice intense ale perioadei prearhaice și arhaice.

Radioactivitatea scoarței terestre trebuie astfel considerată ca un fenomen cosmic, moştenit istoric de materia terestră care determină sensul principal al istoriei geologice a pămîntului. Pe pămînt fenomenele cosmice şi geologice se împletesc atît de strîns între ele, încît anevoie se pot distinge. Transformarea energiei solare se exprimă în acţiunea agenţilor geologici externi, iar energia dezintegrării radioactive în perspectiva istorică, trebuie să fie în mod logic factorul conducător în procesele geologice din interiorul scoarţei pămîntului. In felul acesta trebuie privite toate manifestările de vulcanism, mişcări tectonice etc.

Pămîntul este deci o parte inseparabilă a universului, ca parte a circuitului cosmic al atomilor, care include în sine procesele sintezei şi desintegrărilor.

Prin cercetările de viitor asupra materiei radioactive, se vor continua şi lămuri mai bine problemele de cosmogonie, iar o parte din procesele geologice îşi vor găsi explicaţia ştiinţifică.

Influenţa răcirii insuficiente în penultima treaptă a compresorului asupra instalaţiei pneumatice miniere

V. Bumbu, C. Vodislav şi V. Popa

Utilizarea raţională a instalaţiilor de tot felul dintr-o întreprindere trebuie să fie preocuparea de seamă a tehnicianului care le exploatează. Pentru aceasta el trebuie să cunoască bine instalaţia, atît ca principii generale, cît şi ca un complex rezultat şi ca resurse ascunse, încă neevidenţiate.

Cîteodată însă, condiţiile locale excepţionale ale exploatării îi cer tehnicianului din exploatare să încerce a obţine performanţe ce întrec normele curente ale instalaţiilor.

Aşa s-a ajuns la ideea că o staţie de compresoare, de un anumit debit de aer comprimat în condiţii normale de funcţionare, ar putea să-şi mărească eficacitatea (debitul) dacă s-ar schimba regimul de funcţionare şi anume: dacă ar fi pusă să funcţioneze cu toate compresoarele ei cu răcire insuficientă, în răcitorul dintre penultima şi ultima treaptă de compresiune.

Catedra de Mecanică Minieră de la Institutul de Mine din Bucureşti, fiind sesizată despre această problemă, cît şi de faptul că unele staţii de compresoare miniere au şi fost puse să funcţioneze cu regim schimbat, a trecut imediat la studiul ei.

Este evident că, în ipoteza răcirii insuficiente a aerului după penultima treaptă de compresiune, aerul comprimat din ultima treaptă a compresorului va fi refulat în reţea la temperatură mai mare decît în mod normal. Ca urmare, acest aer va dispune de o energie suplimentară ce evident ar putea fi folosită realmente de către receptoarele de energie pneumatică.

Prin aceasta funcţionarea compresoarelor va fi întrucîtva modificată datorită schimbării coeficientului volumetric, funcţie de modificarea gradului de compresiune.

Lucrarea de faţă vine să precizeze două laturi ale problemei puse şi anume: 1) în ce măsură funcţionarea compresorului cu răcire insuficientă după penultima treaptă de compresiune se răsfrînge asupra debitului acestuia, prin modificarea coeficientului său volumetric, şi 2) în ce măsură putem conta pe utilizarea energiei suplimentare a aerului din reţeaua de conducte, datorită creşterii temperaturii finale de compresiune în ultima treaptă a compresorului.

De la început trebuie precizat că nu poate fi vorba de o răcire insuficientă prea pronunţată sau de lipsă a răcirii aerului comprimat între cele două trepte ale compresorului, deoarece în această ipoteză temperatura finală de compresiune în ultima treaptă ar fi inadmisibilă pentru funcţionarea compresoarelor, periclitîndu-se întreaga instalaţie.

Răcirea insuficientă şi influenţa ei asupra debitului

Pentru acest studiu am luat în consideraţie un compresor uzual cu două trepte de compresiune, cu scopul de a simplifica şi elucida problema.

Se ştie că pentru compresorul cu z trepte de compresiune, coeficientul volumetric teoretic al compresorului este:

$$\lambda_{0z}=1-m\left(\varepsilon^{\frac{1}{zn}}-1\right) \qquad (1)$$

iar pentru cazul concret, avînd $z = 2$,

$$\lambda_{02}=1-m\left(\varepsilon^{\frac{1}{2n}}-1\right) \qquad (2)$$

în care:

m este raportul dintre volumul spaţiului vătămător şi volumul descris de piston;

$\varepsilon=\frac{p_2}{p_1}$ — gradul de compresiune al compresorului;

n — este indicele politropic de compresiune.

In cazul compresorului cu o singură treaptă vom avea deci

$$\lambda_{01}=1-m\left(\varepsilon^{\frac{1}{n}}-1\right). \qquad (3)$$

Din aceste relații rezultă că pentru același spațiu vătămător, grad de compresiune și indice politropic, coeficientul volumetric al compresorului cu mai multe trepte este mai mare decît cel al compresorului cu o singură treaptă de compresiune adică

$$\lambda_{0z} > \lambda_{01}. \tag{4}$$

Acest lucru rezultă și din diagrama indicatoare a compresorului cu două trepte, fig. 1, în care vedem că, în cazul compresorului cu o treaptă, volumul teoretic de aer aspirat este V_{a1} iar în cazul compresorului cu două trepte el devine V_{a2}.

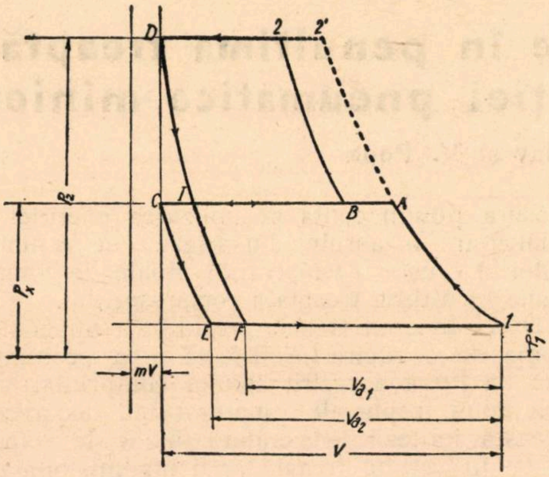


Fig 1. Diagrame indicate de compresiune: 1A2'2DIF — compresiunea într-o singură treaptă; 1ABICEF1 — compresiunea în prima treaptă a compresorului cu două trepte de compresiune; 1AB2DIF1 — compresiunea în două trepte cu răcire intermediară.

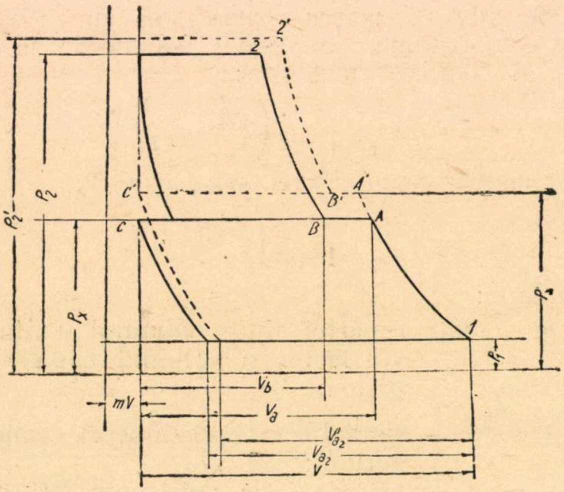


Fig. 2. Diagrame indicate de compresiune.

In cazul compresorului cu două trepte, volumul de aer aspirat V_{a2} fiind mai mare decît în cazul compresorului cu o treaptă V_{a1} și cum

$$\lambda_{02} = \frac{V_{a2}}{V}, \quad \text{și} \quad \lambda_{01} = \frac{V_{a1}}{V} \tag{5}$$

rezultă că

$$\lambda_{02} > \lambda_{01}. \tag{6}$$

Reiese clar deci, că prin compresiunea realizată în compresorul cu două trepte avînd răcire intermediară, se ameliorează coeficientul volumetric al compresorului.

Să urmărim funcționarea compresorului cu două trepte în cele două ipoteze: cu răcire normală și cu răcire insuficientă, după diagrama indicatoare din fig. 2.

Cazul funcționării cu răcire normală

Compresiunea aerului în prima treaptă se efectuează după politropa 1 *A* pînă la presiunea intermediară P_x. Răcirea în răcitorul intermediar se petrece la presiunea constantă P_x și este marcată pe diagramă prin linia *AB*, punctul *B* găsindu-se pe aceeași izotermă cu punctul 1 (al stării inițiale a aerului aspirat de treapta întîia a compresorului), indică că răcirea s-a făcut pînă la temperatura avută inițial la aspirație.

Efectul răcirii aerului comprimat în treapta întîia se răsfrînge asupra volumului specific al acestuia; de unde la sfîrșitul compresiunii aerul comprimat la presiunea P_x ocupă volumul V_a, după răcirea intermediară va ocupa la aceeași presiune numai volumul V_b.

Este evident că volumul specific al aerului răcit v_b, va fi mai mic decît cel al aerului nerăcit v_a. Totodată, în ipoteza răcirii normale, volumul de aer teoretic aspirat de treapta întîia și deci de compresor este V_{a2}.

Cazul funcționării cu răcire insuficientă

In acest caz volumul specific al aerului comprimat la presiunea *P* va avea o valoare cuprinsă între v_a și v_b și anume:

$$v_b < v_b' < v_a. \tag{7}$$

Volumul specific al aerului comprimat după prima treaptă crescînd, iar cilindrul treptei a doua a compresorului fiind calculat normal, din condiția răcirii normale, determină cilindrul treptei a doua a compresorului să aspire același volum de aer, dar de volum specific mai mare și deci în greutate o cantitate de aer mai mică decît în cazul răcirii normale. Ca urmare, compresorul își va schimba regimul de funcționare normală caracterizat în diagrama *TS*, fig. 3, prin 1 *ABC*, deoarece în răcitorul intermediar presiunea va crește de la valoarea P_x la P'_x și deci procesul de compresiune în noul regim de funcționare se va petrece după diagrama 1 *A'B'C'*, astfel că și gradul de compresiune în cele două trepte ale compresorului se va modifica.

În acest caz, datorită faptului că aerul comprimat în treapta a doua a compresorului va fi refulat la temperatura mai înaltă T'_2 decît în cazul funcționării compresorului cu răcire normală, presiunea în rețeaua conductelor de aer comprimat va crește cu o valoare oarecare ΔP astfel că vom avea noua presiune finală de compresiune P'_2, dată de relația

$$P'_2 = P_2 + \Delta P. \tag{8}$$

Gradul de compresiune al compresorului va deveni ε', dat de relația

$$\varepsilon' = \frac{P_2 + \Delta P}{P_1} \tag{9}$$

evident mai mare decît în cazul funcționării compresorului cu răcire normală, în care caz gradul de compresiune este

$$\varepsilon = \frac{P_2}{P_1} \tag{10}$$

De asemenea gradele de compresiune ale treptelor compresorului în acest caz vor fi, pentru treapta întîia

$$\varepsilon'_1 = \frac{P'_x}{P_1} \tag{11}$$

și pentru treapta a doua

$$\varepsilon'_2 = \frac{P'_2}{P'_x} \tag{12}$$

ele menținîndu-se egale $\varepsilon'_1 = \varepsilon'_2$, ca urmare a echilibrării automate a acestora la trecerea de la regimul de funcționare normală la cel cu răcire insuficientă.

Acest lucru este logic întrucît cele două trepte ale compresorului aspiră în greutate aceeași cantitate de aer, deci au același coeficient volumetric și prin urmare, pentru aceleași valori ale lui m și n, același grad de compresiune.

Întrucît $P'_x > P_x$, vom avea $\varepsilon'_1 > \varepsilon_1$ și deci o creștere a gradelor de compresiune a treptelor compresorului.

Din fig. 2 se constată că în cazul răcirii normale, volumul de aer teoretic aspirat este V_{a2}, iar în cazul răcirii insuficiente V'_{a2} și deci că la funcționarea în noul regim, volumul teoretic de aer aspirat de treapta întîia și deci de compresor scade, întrucît $V_{a2} > V'_{a2}$, iar coeficientul volumetric devine

$$\lambda'_{02} = 1 - m\left(\varepsilon'^{\frac{1}{2n}} - 1\right) \tag{13}$$

care este mai mic decît λ_{02}.

Ca urmare, pierderea de debit în valoare absolută este:

$$dV = V_{a2} - V'_{a2} \quad ; \quad {}^{m^3}/_{\text{cursă}} \tag{14}$$

iar ca valoare raportată la debitul normal, sau coeficientul pierderii de debit:

$$\xi = \frac{dV}{V_{a2}} = \frac{V_{a2} - V'_{a2}}{V_{a2}} = \frac{\lambda_{02} - \lambda'_{02}}{\lambda_{02}} \tag{15}$$

adică

$$\xi = \frac{m\left(\varepsilon'^{\frac{1}{2n}} - \varepsilon^{\frac{1}{2n}}\right)}{1 - m\left(\varepsilon^{\frac{1}{2n}} - 1\right)}. \tag{16}$$

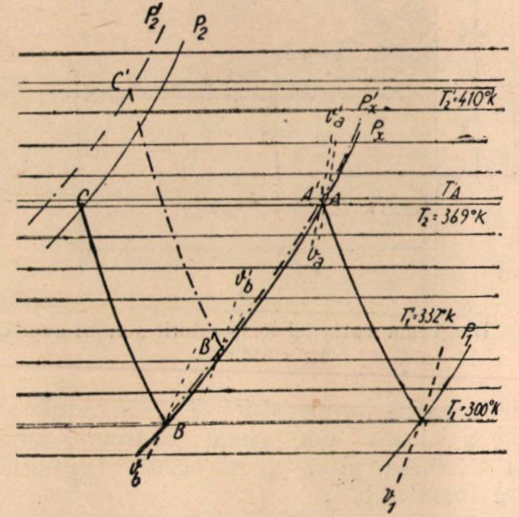


Fig. 3. Diagramele *TS* ale compresiunii în două trepte:
1AB' C' — Compresiunea cu răcire insuficientă între trepte.

În concluzie, la noul regim de funcționare a compresorului vom avea o oarecare pierdere de debit, exprimată de relațiile de mai sus, pierdere ce este funcție de noul grad de compresiune ε' și deci de creștere de presiune ΔP.

Cu cît răcirea intermediară va fi mai nesatisfăcătoare și deci treapta a doua a compresorului va aspira aerul comprimat în prima treaptă, cu o temperatură mai înaltă, cu atît pierderea de debit va fi mai mare și invers.

Răcirea insuficientă și energia suplimentară de rețea

Considerînd cazul că debitul de aer, în greutate, scurs prin conducte, rămîne constant, se poate spune prin analogie cu scurgerea aerului printr-un rezervor, că transformarea stării aerului în rețea la modificarea regimului, se va face la volum constant.

De asemenea sînt de considerat și ipotezele că: Temperatura aerului din interiorul conductei este mai mare decît cea a mediului înconjurător (a aerului din puț, galerii, etc.);

Temperatura mediului înconjurător este constantă în lungul conductei;

Creşterea temperaturii aerului din interiorul conductei, datorită frecării aerului de pereţii conductei, este neglijabilă.

Ţinînd seama de faptul că temperatura aerului comprimat din conductă, variază în lungul ei descrescînd după o funcţie logaritmică, ca în fig. 4, vom considera în calculul creşterii de presiune ΔP valorile medii ale temperaturilor aerului din conductă înainte şi după modificarea regimului de funcţionare a compresorului.

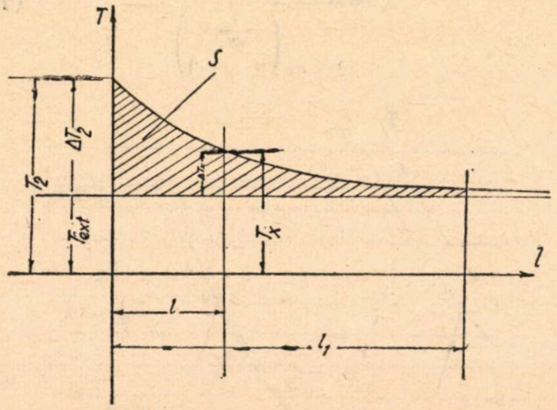


Fig. 4. Diagrama variaţiei temperaturii aerului comprimat în conductă.

Fie această temperatură T_{2m} ca temperatură medie a aerului comprimat în timpul funcţionării normale şi T'_{2m} în cazul regimului cu răcire insuficientă.

Din relaţia clasică de transformare a stării aerului la volum constant, se poate deduce valoarea presiunii finale de compresiune ce se stabileşte sub noul regim şi anume

$$P'_2 = P_2 \frac{T'_{2m}}{T_{2m}} \cdot \qquad (17)$$

Pentru a determina temperatura aerului T'_{2m}, pornim de la faptul că variaţia temperaturii aerului în conductă în funcţie de lungimea sa, este exprimată de relaţia

$$T_x = T_{ext} + \Delta T_2 \, e^{-\rho l} \qquad (18)$$

în care:

T_x este temperatura într-o secţiune oarecare, în ^{0}K;

T_{ext} — temperatura mediului ambiant, în ^{0}K;

$\Delta T_2 = T_2 - T_{ext}$ — diferenţa de temperatură;

T_2 — temperatura aerului comprimat la intrarea în conductă, în cazul funcţionării cu răcire normală, în ^{0}K,

$$\rho = \frac{k_R}{G \, C_p}$$

în care:

$$k_R = \pi : \left(\frac{1}{\alpha_i \, d_i} + \frac{1}{2\lambda} \ln \frac{d_a}{d_i} + \frac{1}{\alpha_a \, d_a} \right); \text{ kcal/m h } ^0\text{C}$$

k_R este un coeficient de trecere a căldurii;

G — debitul aerului scurs în greutate, kg/h;

C_p — căldura specifică a aerului la volum constant, $\frac{\text{kcal}}{\text{kg } ^0\text{C}}$;

l — lungimea conductei pînă la secţiunea considerată, în m;

$\alpha_i \, \alpha_a$ — coeficienţi de tranziţie a căldurii de la aer la peretele conductei, respectiv de la peretele acesteia la aerul din exterior;

$d_i \, d_a$ — diametrul interior, respectiv exterior al conductei, m;

λ — conductibilitatea termică a materialului conductei.

Relaţia generală care exprimă temperatura aerului T_x în conductă, la distanţa l de la capătul acesteia, este conform schiţei din fig. 4.

$$T_x = T_{ext} + \Delta T_x \qquad (19)$$

de unde

$$\Delta T_x = T_x - T_{ext} \qquad (20)$$

sau ţinînd seama de relaţia 18, rezultă

$$\Delta T_x = \Delta T_2 \, e^{-\rho l} \qquad (21)$$

Valoarea ΔT_{2m} care-i media diferenţelor de temperatură pentru lungimea finită de conductă l_1, este:

$$\Delta T_{2m} = \frac{S}{l} = \frac{1}{l_1} \int_0^{l_1} \Delta T_x \, dl \qquad (22)$$

adică

$$\Delta T_{2m} = \frac{1}{l_1} \int_0^{l_1} \Delta T_2 \, e^{-\rho l} \, dl \cdot \qquad (23)$$

Rezolvînd integrala obţinem relaţia:

$$\Delta T_{2m} = \frac{\Delta T_2}{\rho \, l_1} \left(1 - e^{-\rho l_1} \right) \qquad (24)$$

Temperatura medie a aerului din conductă, în cazul funcţionării compresorului cu răcire normală, va fi deci, conform relaţiei (19).

$$T_{2m} = T_{ext} + \Delta T_{2m} = T_{ext} + \frac{\Delta T_2}{\rho \, l_1} \left(1 - e^{-\rho l_1} \right) \qquad (25)$$

din care se vede că temperatura medie a aerului din conductă depinde de temperatura mediului ambiant, de temperatura aerului la intrarea în conductă, de caracteristicile constructive ale conductei şi de lungimea ei.

Temperatura medie creşte cu temperatura de intrare a aerului, dar scade pe măsură ce creşte lungimea ei l_1, deoarece valoarea parantezei $\left(1 - e^{-\rho l_1}\right)$ creşte mai încet decît produsul $\rho \, l_1$.

La schimbarea regimului de funcționare a compresorului, în ipoteza răcirii insuficiente, temperatura medie a aerului din conductă va avea valoarea:

$$T'_{2m}=T_{ext}+\Delta T'_{2m}=T_{ext}+\frac{\Delta T'_2}{\rho l_1}\left(1-e^{-\rho l_1}\right) \qquad (26)$$

în care termenii au semnificația analoagă cu cei ai relației (25) și corespund noului regim de funcționare.

Din relația (17) în care s-au introdus valorile T_{2m} și T'_{2m} exprimate în relațiile (25) și (26), rezultă o creștere de presiune în conductă, ca urmare a creșterii temperaturii finale de compresiune

$$\Delta P=P'_2-P_2=P_2\left[\frac{\left(1-e^{-\rho l_1}\right)\left(\Delta T'_2-\Delta T_2\right)}{\rho l_1 T_{ext}+\Delta T_2\left(1-e^{-\rho l_1}\right)}\right] \qquad (27)$$

sau

$$\Delta P=\varphi\,\theta\,P_2 \qquad (28)$$

în care:

$$\varphi=\frac{1-e^{-\rho l_1}}{\rho l_1 T_{ext}+\Delta T_2\left(1-e^{-\rho l_1}\right)} \qquad (29)$$

iar

$$\theta=\Delta T'_2-\Delta T_2. \qquad (30)$$

Expresia φ reprezintă o curbă monoton descrescîndă. Pentru lungimea $l=0$, φ are valoarea limită

$$\varphi_0=\frac{1}{T_{ext}+\Delta T_2}=\frac{1}{T_2} \qquad (31)$$

iar pentru l foarte mare, φ tinde către zero.

Coeficientul ρ poate fi exprimat, în cazul concret al conductei de aer comprimat, sub forma

$$\rho=\frac{k_R}{3600\;G\cdot C_p}=\frac{\dfrac{\pi d}{\dfrac{1}{\alpha_1}+\dfrac{1}{\alpha_2}}}{\dfrac{3600\dfrac{\pi d^2}{4}v P_2}{R T_2}C_p}=\frac{\dfrac{\alpha_1\cdot\alpha_2\cdot\pi d}{\alpha_1+\alpha_2}R T_2}{3600\dfrac{\pi d^2}{4}v P_2\cdot C_p} \qquad (32)$$

sau

$$\rho=\frac{4\alpha_1\cdot\alpha_2 R T_2}{d(\alpha_1+\alpha_2)v P_2\cdot C_p\cdot 3600}\cdot m^{-1} \qquad (33)$$

din relație s-a neglijat termenul $\frac{1}{2\lambda}$ la $\frac{d_a}{d_i}$ din expresia lui k_R, ca valoare aproape nulă pentru conductele de aer comprimat în condițiile obținute din mină.

Exemplu de calcul numeric. In cele ce urmează se vor ilustra printr-un calcul numeric rezultatele de mai sus.

Fie un compresor cu două trepte funcționînd cu $P_1=1$ kg/cm², $P_2=8$ kg/cm² și temperatura aerului la aspirație $T_1=300$ °K.

In timpul funcționării lui cu răcire normală vom avea că:

$$\varepsilon=\frac{P_2}{P_1}=\frac{8}{1}=8$$

$$\varepsilon_1=\varepsilon_2=\sqrt{\varepsilon}=\sqrt{8}=2{,}83$$

$$P_x=\varepsilon_1\cdot P_1=2{,}83 \text{ kg/cm}^2$$

$$v_1=\frac{R T_1}{P_1}=\frac{29{,}27\cdot 300}{10\,000}=0{,}878 \text{ m}^3\text{/kg}$$

Pentru indicele politropic $n=1{,}25$,

$$T_2=T_1\cdot\varepsilon^{\frac{n-1}{2n}}=300\cdot 8^{0{,}1}=369\ ^0\text{K}$$

$$v_a=\frac{R T_2}{P_x}=\frac{29{,}27\cdot 369}{2{,}83}=0{,}382 \text{ m}^3\text{/kg}$$

$$v_b=\frac{R T_1}{P_x}=\frac{29{,}27\cdot 300}{2{,}83}=0{,}31 \text{ m}^3\text{/kg.}$$

Să presupunem acum că compresorul a fost pus să funcționeze cu răcire insuficientă și că temperatura aerului comprimat la ieșirea din compresor este $T'_2=410$ °K. Dacă facem abstracție de faptul că o parte din căldura aerului refulat se pierde în rezervorul colector, putem considera că la intrarea în conductă el are aceeași temperatură.

Să admitem de asemenea următoarele valori:

α_1 = 80 kcal/m²·h °C;
α_2 = 30 kcal/m²·h °C;
v = 7 m/s;
T_{ext} = 295 °K;
d = 0,25 m;
l_1 = 1 000 m.

Atunci vom obține că:

$$\Delta T_2=T_2-T_{ext}=369\text{-}295=74^0\text{C},$$

$$\Delta T'_2=T'_2-T_{ext}=410\text{-}295=115^0\text{C}.$$

$$\varphi=\frac{4\alpha_1\alpha_2 R T_2}{3600\,d\,(\alpha_1+\alpha_2)v\cdot P_2\cdot C_p}=$$

$$=\frac{4\cdot 80\cdot 30\cdot 29{,}27\cdot 369}{3600\cdot 0{,}25\cdot 110\cdot 7\cdot 8\cdot 10^4\cdot 024}=7{,}8\cdot 10^{-3}\ \text{m}^{-1}$$

$$\varphi=\frac{1-e^{-\rho l_1}}{\rho l_1 T_{ext}+\Delta T_2\left(1-e^{-\rho l_1}\right)}=$$

$$=\frac{1-e^{-7{,}80\cdot 10^{-3}\cdot 1\,000}}{7{,}8\cdot 10^{-3}\cdot 10^3\cdot 295+74\left(1-e^{-7{,}8}\right)}=0{,}422\cdot 10^{-1}$$

$$\theta=\Delta T'_2-\Delta T_2=115-74=41^0\text{C}$$

astfel că valoarea creșterii de presiune ΔP, conform relației (28), este:

$$\Delta P = P_2 \cdot \varphi \cdot \theta = 8 \cdot 0{,}422 \cdot 10^{-3} \cdot 41 = 0{,}138 \text{ kg/cm}^2$$

adică o creştere de:

$$100 \frac{\Delta P}{P_2} = 100 \frac{0{,}133}{8} = 1{,}73\%.$$

Admiţînd creşterea de presiune $\Delta P = 0{,}138$ kg/cm², cum urmează să avem:

$$P_2' = P_2 + \Delta P = 8 + 0{,}138 = 8{,}138 \text{ kg/cm}^2$$

$$\varepsilon' = \frac{P_2'}{P_1} = \frac{8{,}138}{1} = 8{,}138$$

$$\varepsilon_1' = \varepsilon_2' = \sqrt{\varepsilon'} = \sqrt{8{,}138} = 2{,}85$$

$$P_x' = \varepsilon_1' \cdot P_1 = 2{,}85 \cdot 1 = 2{,}85 \text{ kg/cm}^2$$

$$T_A' = T_1 \, \varepsilon_1'^{\frac{n-1}{n}} = 300 \cdot 2{,}85^{0{,}2} = 370^\circ\text{K}$$

$$T_1' = T_B' = \frac{T_2'}{\varepsilon_2'^{\frac{n-1}{n}}} = \frac{410}{1{,}233} = 332^\circ\text{K}$$

$$v_b' = \frac{R\,T_1'}{P_x'} = \frac{29{,}27 \cdot 332}{2{,}85} = 0{,}34 \text{ m}^3/\text{kg}.$$

Aşa dar aerul comprimat în prima treaptă a compresorului pînă la presiunea $P_x' = 2{,}85$ kg/cm², avînd temperatura finală $T_A' = 370$ °K, se răceşte în răcitorul intermediar pînă la temperatura $T_1' = T_B' = 332$ °K (faţă de răcirea completă pînă la $T_1 = 300$ °K) şi deci va fi aspirat de treapta a doua a compresorului la această temperatură.

Ca urmare, pierderea de debit a compresorului, conform relaţiei (16), va fi

$$\xi = \frac{m\left(\varepsilon'^{\frac{1}{2n}} - \varepsilon^{\frac{1}{2n}}\right)}{1 - m\left(\varepsilon^{\frac{1}{2n}} - 1\right)} = \frac{0{,}05\left(8{,}138^{0{,}4} - 8^{0{,}4}\right)}{1 - 0{,}05\left(8^{0{,}4} - 1\right)} = 0{,}00096$$

adică foarte mică ca valoare.

Din calculele făcute pentru cazul cînd răcirea între trepte ar fi numai pînă la temperatura $T_1' = 357^\circ$K, temperatura finală de compresie atinge valoarea $T_2' = 440$ °K, rezultînd o pierdere de debit de circa 0,2%, dar un cîştig de presiune ceva mai mare şi anume $\Delta P = 0{,}205$ kg/cm² sau procentual 2,56%.

Verificarea experimentală a temperaturii aerului pe conductă

Pentru a ne convinge că n-am făcut erori prea mari în aprecierea valorii coeficienţilor de tranziţie α_1 şi α_2 şi deci şi a coeficientului ρ, am făcut cîteva măsurători de temperatură pe conducta de aer comprimat a staţiei de compresoare Petrila, cu diametrul de 250 mm.

Deoarece conducta nu era prevăzută cu niciun fel de amenajări pentru astfel de măsurători şi nici termometrele utilizate nu corespundeau între ele, fiind de tipuri diferite, rezultatele măsurătorilor nu pot fi decît aproximative, dar totuşi indicative pentru calculele de mai sus.

Aşa, de exemplu, la circa 15 m de rezervorul colector al staţiei de compresoare, temperatura era de $T_2 = 354$°K, iar la 335 m depărtare de acest punct, temperatura era $T_x = 327$ °K, la o temperatură medie a mediului exterior $T_{ext} = 297$ °K.

Potrivit relaţiei (18), rezultă că în acest caz coeficientul ρ are valoarea:

$$\rho = \frac{1}{l} \ln \frac{T_2 - T_{ext}}{T_x - T_{ext}} = \frac{1}{335} \ln \frac{354 - 297}{327 - 297} = 0{,}00192$$

adică mult mai mică decît cea admisă în calculele de mai sus, de $\rho = 0{,}0078$.

Explicaţia acestei diferenţe mari, este faptul că presiunea din conductă era doar de 5,5 ata, iar viteza de scurgere de peste 30 m/s, ceea ce reprezintă o situaţie excepţională şi anormală în comparaţie cu un regim bun de funcţionare al unei instalaţii pneumatice.

In acest caz, excepţional, din calculele făcute ar rezulta că, se poate obţine o creştere de presiune $\Delta P = 5{,}4\%$, pentru cazul temperaturii finale de compresiune $T_2' = 410^\circ$K şi o creştere $\Delta P = 9{,}4\%$ în ipoteza temperaturii finale de compresiune $T_2' = 440^\circ$K.

Aceste cîştiguri de presiune, adică de debit, ne arată prin mărimea lor că răcirea insuficientă este tentantă şi de oarecare importanţă. Dar nu trebuie uitat că aceste cifre atît de ridicate privesc o stare de fapt anormală, de funcţionare cu presiune redusă, adică ineficace, şi cu viteză de curgere enormă, ceea ce atrage după sine pierderi de sarcină pe traseu ce întrec aceste cîştiguri.

Deosebit de aceasta, măsurătorile făcute ce au determinat valoarea coeficientului $\rho = 0{,}00192$, sînt cele mai avantajoase, fiind făcute în timpul verii. Cu scăderea temperaturii exterioare, cum este cazul toamna, primăvara şi iarna în special, valoarea lui ρ creşte, iar cîştigul de presiune ΔP scade destul de mult, faţă de procentajul de mai sus.

Apoi nu trebuie uitat că în cazul nostru concret conducta avea un traseu uscat, pe care nu se pierde prea multă căldură. In majoritatea cazurilor însă, conductele de aer comprimat trec prin puţuri în care picură apă intens, iar alteori sînt picurate şi prin galerii, ceea ce duce la o răcire mult mai pronunţată.

De aceea trebuie să admitem că aprecierea valorii lui $\rho = 0{,}0078$ este bine făcută pentru condiţii de bună funcţionare a instalaţiilor pneumatice.

Un alt factor de importanţă mare, care contribuie la diminuarea cîştigului de presiune ΔP, este faptul că reţeaua de conducte nu are diametrul constant pe toată lungimea, cum s-a considerat în calculele de mai sus (diametru de 250 mm, pe lungimea de 1000 m), ci se modifică odată cu ramificările de conducte noi. Şi cum acestea din urmă au raportul dintre suprafaţă şi volum mult mai mare, tranziţia căldurii se face mult mai uşor.

Este evident că în anumite condiţii de exploatare, ca de exemplu: distanţă mică între consumatori şi staţie, consum de aer foarte mare şi conducte izolate cît mai bine termic, pierderea de căldură pe traseu ar fi minimă şi deci s-ar putea realiza un cîştig de presiune mai important.

Dar chiar şi în acest caz, ne mai considerînd situaţiile curente din minerit, cînd cîştigul de presiune este neglijabil, se pune întrebarea de fond: ar fi bine oare ca compresorul să funcţioneze cu o temperatură finală de compresiune mai ridicată decît a fost el proiectat?

Şi aici, în această parte, problema nu se mai lasă rezolvată atît de uşor, numai pe cale analitică. Ea cere neapărat o încercare experimentală de mai lungă durată, singura care ar putea să ducă la concluzii exacte.

Fără această încercare, este evident că nu putem să ne exprimăm decît o părere, mai mult sau mai puţin fondată.

Aşa, de exemplu, credem că compresoarele centrifugale n-ar avea de suferit mult de pe urma trecerii la o funcţionare cu răcire insuficientă în ultima treaptă de răcire, pe cînd pentru compresoarele cu piston, această inovaţie ar atrage cu sine dezavantaje ce ar putea deveni fatale compresorului.

Este cunoscut că capacitatea de ungere a uleiului descreşte cu creşterea temperaturii lui şi ca urmare va duce fără îndoială la o uzură mai pronunţată a interiorului compresorului, sau se va mări consumul de lubrifiant necesar, a cărui volatilizare în aerul comprimat este iarăşi nedorită şi periculoasă.

Şi dacă mai ţinem seamă şi de faptul că realizarea cîştigului de presiune pe seama răcirii insuficiente, se face pe baza unui consum mai mare de energie şi că recuperarea acestei energii este mai dificilă decît a restului, am putea spune că în general, în practica instalaţiilor pneumatice miniere, funcţionarea compresoarelor cu piston cu răcire insuficientă nu este indicată.

Nu merită să sacrificăm buna stare a instalaţiei compresorului, pentru un cîştig de debit de maximum 1...3% sau chiar iluzoriu.

Concluzii

Din studiul şi calculele de mai sus se pot trage următoarele concluzii, în ceea ce priveşte funcţionarea compresoarelor cu răcire insuficientă între cele două trepte:

1. Creşterea temperaturii aerului refulat în conductă, ca urmare a răcirii insuficiente, provoacă o creştere de presiune ΔP în reţea, ceea ce constituie un factor pozitiv în exploatarea instalaţiilor de compresoare.

2. Acest factor este influenţat nefavorabil de răcirea aerului din conductă în lungul traseului şi este independent de faptul că la receptori, aerul atinge temperatura mediului ambiant. Evident că, cu cît aerul ajunge la receptori cu temperatura mai ridicată, cu atît se obţine o creştere de presiune mai însemnată, ceea ce pledează pentru conducte scurte.

3. Creşterea maximă de presiune ce s-ar putea obţine în condiţii normale de funcţionare, este de circa 0,2 kg/cm^2 şi ea corespunde unei temperaturi finale de compresiune limită, de circa 440°K.

4. Pentru orice creştere de presiune ΔP obţinută prin răcire insuficientă, după cum se vede din diagrama *TS*, se cheltuieşte un lucru mecanic suplimentar pe care nu-l recuperăm decît parţial, ca urmare a răcirii aerului în lungul conductei.

5. Pentru a putea recupera surplusul de energie cheltuită şi deci a avea realmente un cîştig de presiune, prin refularea aerului în conductă la o temperatură mai ridicată, ar trebui ca aerul comprimat să nu-şi piardă căldura pe traseu, izolîndu-se conductele.

6. Debitul compresorului scade cu ocazia răcirii insuficiente, dar fără prea mare însemnătate.

7. Pentru staţiile de compresoare miniere ce ar funcţiona la reţele scurte, bine izolate, sau neizolate, dar aflate într-un mediu cît mai uscat şi mai cald, funcţionarea cu răcire insuficientă poate da rezultate bune, deoarece creşterea de presiune ΔP ce se obţine, este superioară pierderilor şi de oarecare importanţă. Această situaţie, bineînţeles, că nu-i specifică industriei miniere.

8. In orice caz, indiferent de cîştigul de presiune ΔP ce s-ar obţine, funcţionarea compresoarelor cu răcire insuficientă între trepte, atrage după sine o uzură mai pronunţată a acestora.

9. Privită în ansamblu, această problemă, în condiţiile obişnuite ale minelor, nu prezintă un interes practic important, deoarece aplicarea ei în practică nu modifică în spre bine exploatarea compresoarelor decît în cazurile excepţionale menţionate.

10. O încercare de durată mai lungă la uzură a unui compresor pus să funcţioneze cu răcire insuficientă, ar fi totuşi indicată. Ea ar fi în măsură să confirme justeţea aprecierilor făcute.

Bibliografie

[1] *Ilicev A. S.*: Instalaţii pneumatice miniere, Ed. Tehnică, 1951.

[2] * * *: Manualul inginerului de mine, vol. III, secţinunea XXIII;

[3] * * *: Hutte, Manualul inginerul Ed. AGIR, 1947.

[4] *Miheev B.*: Bazele transmisiei căldurii, Editura Energetică, 1954.

Cu privire la metodologia calculului productivităţii muncii în industria cărbunelui

Ing. **I. Measnicov**

Articolul tovarăşului ing. I. Measnicov pe care îl publicăm în numărul de faţă al Revistei Minelor, dezbate o serie de probleme importante şi de actualitate ,în legătură cu metodologia de calcul a productivităţii muncii în minerit.

Revista Minelor roagă pe specialiştii din industria noastră minieră să-i trimită articole asupra acestui subiect, să-i comunice părerile, sugestiile şi observaţiile lor critice în legătură cu problemele ridicate de tov. ing. Measnicov, în vederea unei largi discuţii în paginile Revistei Minelor. (N. R.).

Deficienţele calculului productivităţii muncii pe baza valorii producţiei globale determinate după metoda de întreprindere, (calcul folosit în statistica industrială), sînt bine cunoscute. Aceste deficienţe au fost relevate şi dezbătute atît în revistele de specialitate sovietice cît şi în cele ale ţărilor de democraţie populară *).

Productivitatea muncii calculată după această metodă se stabileşte sub forma unui raport, în care numărul reprezintă valoarea producţiei globale dintr-o perioadă de timp şi stabilită după metoda de întreprindere (adică prin eliminarea dublei înregistrări a valorii producţiei în cadrul întreprinderii), iar numitorul este numărul mediu scriptic al muncitorilor (sau al salariaţilor) din perioada respectivă.

Prin folosirea valorii producţiei globale ca bază pentru calculul productivităţii muncii, aceasta din urmă devine funcţiune atît a cantităţilor de produse finite, semifabricate şi de producţie neterminată, fabricate în unitatea de timp dată, cît şi a preţurilor respective cu care se calculează valoarea producţiei. Pe de altă parte, productivitatea muncii este şi funcţiunea numărului mediu scriptic al muncitorilor şi deci a utilizării timpului de muncă. In fine în cazul fabricării mai multor produse productivitatea muncii variază în funcţie de ponderea diferitelor sortimente în nomenclatura producţiei.

Neajunsurile calculului productivităţii muncii prin utilizarea valorii producţiei globale determinate după metoda de întreprindere, au fost relevate de mai mulţi autori sovietici cunoscuţi (Prof. D. I. Savinski, A. I. Rotstein, G. I. Baklanov, etc.).

La noi această problemă a fost dezbătută în paginile revistei „Probleme economice“ în anii 1954 şi 1955, prin publicarea articolelor tovarăşilor V. Dumitriu, E. Schlesinger, G. Culcer, S. F. Osias, V. Ionescu, A. Glück, M. Florescu şi L. Beke. De asemenea, problema a fost obiectul discuţiei în paginile revistelor de specialitate din Republica Democrată Germană. Republica Populară Ungară, Republica Cehoslovacă şi Republica Populară Polonă.

Aceste neajunsuri constau în linii generale în următoarele :

Factorul „preţ“, utilizat pentru determinarea valorii producţiei globale (în statistica pentru stabilirea corectă a dinamicii productivităţii muncii se folosesc preţurile constante), include valoarea completă a unităţii de produs fabricat, adică atît munca vie cît şi munca trecută, transferată asupra produsului.

Incluzînd în numărătorul fracţiei ce reprezintă productivitatea muncii, munca trecută, transferată asupra produsului, valoarea producţiei fabricate (prin urmare şi productivitatea muncii) va fi cu atît mai mare, cu cît munca trecută va avea o pondere mai mare în valoarea completă a produsului.

In această situaţie productivitatea muncii poate să crească sau să scadă fără modificarea cantităţii de muncă vie depusă, ci numai prin schimbarea raportului între munca vie şi cea materializată. Aceasta are loc în următoarele cazuri : a) schimbarea materiilor prime, materialelor, etc. prin înlocuirea materiilor prime mai eftine cu altele mai scumpe şi invers ; b) schimbarea sortimentelor articolelor fabricate ; c) schimbarea structurii organizatorice a întreprinderii prin înglobarea sau scindarea secţiilor producătoare de semifabricate (schimbarea cooperării) etc.

Faptul că valoarea producţiei globale a unei întreprinderi (deci şi productivitatea muncii) poate să se mărească sau să se micşoreze fără nici o intervenţie din partea întreprinderii, denaturează mărimea productivităţii muncii şi face ca valoarea producţiei globale să nu constituie un criteriu just pentru acordarea fondului de salarii.

Relevînd prin exemple sugestive aceste deficienţe ale calculului productivităţii muncii pe baza valorii producţiei globale determinate după metoda de întreprindere, autorii articolelor publicate în revista „Probleme economice“ propun fie îmbunătăţirea acestei metode, fie folosirea altor metode de calcul al productivității muncii.

---

* La noi această problemă a fost dezbătută în paginile revistei *„Probleme economice“*, sub îngrijirea căreia s-a publicat de către Institutul de Documentare Tehnică o culegere de material documentar, sub titlul *„Metodologia calculului productivităţii muncii în industrie“*.

Astfel, s-au propus următoarele metode: 1) metoda producției nete; 2) metoda unităților de muncă; 3) metoda unităților naturale, sau natural convenționale.

Consfătuirea convocată din inițiativa Comitetului de Stat al Planificării și a redacției revistei „Probleme economice" în zilele de 1 și 2 martie a.c. a analizat aceste propuneri, a relevat avantajiile și desavantajiile fiecărei metode și a ajuns la următoarele concluzii:

Pe întreaga industrie, este indicat să se utilizeze formula actuală a calculului productivității muncii, singura care dă posibilitatea de adiționare. Deficiențele constatate la aplicarea ei la întreprinderi se atenuează, cînd este vorba de întreaga industrie.

Pe ramuri și pe întreprinderi, este indicat să se utilizeze, paralel cu metoda actuală, și alte metode și anume, metoda unităților naturale (acolo unde aceasta este posibil), metoda unităților natural-convenționale, sau metoda unităților de muncă.

Consfătuirea a recomandat ca fiecare minister să formeze un colectiv, care să se ocupe cu elaborarea celei mai potrivite metodologii de calcul al productivității muncii, ca această problemă să fie dezbătută în revista de specialitate a ministerului și ca la sfîrșitul trimestrului III.1956, ministerele industriale să organizeze o consfătuire cu specialiști din producție pentru stabilirea unei metodologii de calcul al productivității muncii în ramura respectivă, care să fie propusă apoi Comitetului de Stat al Planificării, pentru a fi luată în considerare la elaborarea planului pe anul 1957.

★

În industria cărbunelui, deficiențele calculului productivității muncii pe baza valorii producției globale determinate după metoda de întreprindere, capătă aspecte specifice, deosebite de alte ramuri industriale.

În această ramură a industriei, proporția muncii trecute, transferate asupra producției extrase (adică proporția materialelor, combustibilului, energiei electrice, a amortismentelor, etc.), față de valoarea totală a cărbunelui extras, este cu mult mai redusă decît în alte ramuri industriale. Pe de altă parte, în majoritatea întreprinderilor se extrage un singur produs, iar consumurile specifice variază în limite destul de restrînse.

La calculul valorii producției globale, aplicîndu-se prețurile constante (deci cu un raport constant între munca vie și cea materializată, indiferent de variația acestui raport ce are loc prin modificarea consumurilor specifice și intensificarea mecanizării), la un singur produs și lipsind materiile prime, această producție globală nu este supusă variațiilor independente de activitatea întreprinderii.

Astfel utilizarea valorii producției globale pentru determinarea productivității muncii nu aduce în industria cărbunelui denaturări în proporții semnalate la alte ramuri industriale. Totuși și aci aplicarea acestei metode are unele deficiențe.

Amintim că în industria cărbunelui valoarea producției globale cuprinde întreaga valoare a cărbunelui extras (inclusiv a celui consumat pentru nevoile proprii ale întreprinderii), valoarea energiei consumate pentru nevoile proprii ale centralelor electrice din sistemul industriei carbonifere, precum și valoarea lucrărilor cu caracter industrial, executate de către întreprinderile de investiții și reparații capitale, precum și pentru terți.

În cazul cînd întreprinderea carboniferă are și secții anexe, valoarea producției globale cuprinde și producția acestor secții.

În general însă, în activitatea de producție a întreprinderii carbonifere, principalele elemente ale valorii producției globale sînt:

a) valoarea cărbunelui extras;

b) valoarea serviciilor cu caracter industrial prestate pentru lucrările de investiții și reparații capitale, precum și pentru terți.

În afară de aceste două elemente principale, la întreprinderile care au instalații de prelucrarea, deshidratarea, brichetarea cărbunelui, valoarea producției globale cuprinde și diferența între valoarea cărbunelui prelucrat și valoarea cărbunelui brut la cantitatea de cărbuni prelucrată.

Prin urmare, în afară de valoarea cărbunelui extras (sau eventual ameliorat), care reprezintă activitatea de bază a întreprinderii, valoarea producției globale în industria cărbunelui mai cuprinde și valoarea serviciilor prestate de caracter industrial.

Proporția serviciilor prestate nu este mare (cca 10% în medie). Totuși din practică se constată o tendință a întreprinderilor de a subevalua cifrele de plan ale valorii serviciilor spre a se putea îndeplini planul producției globale, fără a realiza planul extracției de cărbuni. Variația proporției serviciilor prestate (deși, după cum am spus mai sus, această proporție în general nu este mare) duce la denaturarea dinamicii indicilor productivității muncii.

Din această cauză, credem că pentru exprimarea corectă a productivității muncii ar fi mai indicat să ne mărginim numai la activitatea de bază a întreprinderilor carbonifere adică la extracţia de cărbuni *).

De altfel, toate tratatele de statistică industrială recomandă în cazul producţiei unui singur produs (cazul industriei cărbunelui) calcularea productivităţii muncii după metoda de unităţi naturale, care exprimă mai just productivitatea muncii. Această metodă permite — în cazul industriei cărbunelui — să fie urmărită dinamica producţiei la o întreprindere, comparaţia nivelurilor productivităţii muncii la mai multe întreprinderi, comparaţia nivelului productivităţii muncii pe ramura carboniferă cu cea obţinută în alte ţări la acea ramură, comparaţie cu cifrele de plan, etc.

Această metodă a fost recomandată şi prin concluziile consfătuirii organizate la Comitetul de Stat al Planificării şi de revista „Probleme economice", pentru ramurile industriale care produc un singur produs (deci în primul rînd pentru ramura carboniferă), ca o metodă ce dă cele mai exacte rezultate.

Deşi metoda de calcul al productivităţii muncii în unităţi naturale este o metodă justă şi indicată pentru a fi aplicată în industria cărbunelui, socotim necesar a supune discuţiei şi metoda de calcul pe baza valorii producţiei extrase (în preţuri constante). Spre deosebire de metoda pe baza valorii producţiei globale, numărătorul fracţiei va cuprinde numai valoarea cărbunelui extras (fără valoarea serviciilor).

Care sînt dezavantajele acestei din urmă metode? Ele sînt cele comune metodelor cu exprimarea valorică, şi care derivă din faptul că numărătorul fracţiunii cuprinde atît munca vie cît şi munca trecută. Cum însă aci este vorba de un singur produs şi de preţuri constante, proporţia muncii trecute este constantă şi deci nu denaturează dinamica productivităţii muncii.

Ce avantaj are această variantă faţă de productivitatea muncii calculată pe baza producţiei în unităţi naturale?

Nu cumva această variantă, dat fiind aplicarea preţurilor constante, duce la aceleaşi rezultate ca şi metoda unităţilor naturale?

Nu, şi aceasta din cauza existenţei sorturilor de cărbune şi a granulaţiilor cărbunelui, în interiorul aceluiaş sort.

In ceea ce priveşte sortul cărbunelui (lignit, cărbune brun, huilă, antracit) acesta este caracterizat prin diferita putere calorică, deci prin diferite valori de întrebuinţare. De asemenea, preţurile sorturilor de cărbune sînt stabilite în funcţie de valoarea de întrebuinţare, variind între 110 lei/tonă (lignit) şi 280 lei/tonă (antracit). Rezultă de aci că la acelaş număr de tone extrase, productivitatea muncii la antracit este de peste 2 ori mai mare decît la lignit.

Volumul de muncă depus de muncitori nu este însă proporţional cu puterea calorică a cărbunelui, ci, în special, cu condiţiunile naturale ale zăcămîntului (adîncimea, grosimea şi înclinarea straturilor de cărbuni, prezenţa apei, borchişuri, etc.). In această situaţie se naşte întrebarea — este just ca în anumite condiţiuni muncitorii care lucrează în sorturile superioare de cărbuni să realizeze cu eforturi mai mici o productivitate mai mare decît muncitorii de la sorturile inferioare?

Pentru a răspunde la această întrebare să ne amintim de definiţia productivităţii muncii: prin productivitatea muncii se înţelege cantitatea valorilor de întrebuinţare produse într-o unitate de timp de muncă. De aci rezultă că muncitorii care lucrează la sorturile superioare de cărbune la aceeaşi cantitate de cărbuni extraşi într-o unitate de timp produc valori de întrebuinţare mai mari şi realizează deci o productivitate mai mare.

In ceea ce priveşte aspectul granulaţiilor cărbunelui, relevăm că la aceeaşi cantitate de cărbune extras, productivitatea muncii va fi cu atît mai mare, cu cît calitatea cărbunelui (în interiorul aceluiaşi sort) este mai bună. Nici acest aspect nu este în contradicţie cu definiţia productivităţii muncii, valoarea de întrebuinţare a cărbunelui cu granulaţie superioară fiind mai mare decît a celui cu granulaţiile inferioare.

Credem deci că şi exprimarea valorică a producţiei de cărbuni poate fi luată în consideraţie la calculul productivităţii muncii, ea dînd rezultate juste.

Aceasta cu atît mai mult cu cît odată cu introducerea noilor preţuri constante, acestea din urmă se apropie mult de preţurile curente.

Trebuie să arătăm că atît în cazul folosirii metodei producţiei în unităţi naturale, cît şi în cazul folosirii metodei valorice, productivitatea muncii poate să varieze în limitele destul de largi, în funcţie de condiţiunile naturale. Astfel productivitatea muncii va fi de cîteva ori mai mare la extracţia cărbunelui prin exploatare la zi, decît la extracţia subterană; va fi mai mare la exploatările stratelor groase şi cu înclinare mare, decît la exploatările cu stratele subţiri şi cu înclinări mai mici, etc. Din această cauză, comparaţia nivelului productivităţii muncii între mai multe întreprinderi cu diferite condiţiuni naturale nu este concludentă.

De asemenea, chiar la aceeaşi întreprindere, dinamica productivităţii muncii poate fi influen-

---

*) Este adevărat că prin aceasta indicele productivităţii muncii este întrucîtva denaturat, deoarece repartizarea personalului tehnico-administrativ din secţiile comune ale întreprinderii pe activităţi (producţie şi investiţie) nu poate fi făcută decît aproximativ şi deci nu permite un calcul exact al productivităţii muncii. Credem totuşi că indicele productivităţii muncii calculat pe baza producţiei extrase (deci fără a ţine seama de serviciile prestate) exprimă mai exact productivitatea muncii în industria carboniferă.

țată de modificările în condițiunile naturale de exploatare.

Din aceeași cauză, dinamica productivității muncii este influențată de schimbarea ponderii minelor cu condițiuni ușoare de zăcămînt și a celor cu condițiuni grele.

In această situație, pentru a înlătura influența factorilor de structură, se poate folosi la determinarea dinamicii productivității muncii metoda indicilor cu structura fixă.

Nu trebuie pierdut din vedere că valoarea producției globale servește actualmente, în afară de determinarea productivității muncii, și drept criteriu pentru acordarea fondului de salarii.

In cazul calculului productivității muncii pe baza producției exprimate în unități naturale, aceasta ultima poate să fie luată drept criteriu pentru acordarea salariilor ?

Avînd în vedere că numărul de tone de cărbune extras într-o unitate de timp reprezintă în linii generale activitatea muncitorilor din aceeaș perioadă de timp, credem că acest număr poate fi luat drept criteriu pentru acordarea salariilor. Cum însă activitatea unei întreprinderi carbonifere nu se mărginește numai la extracția de cărbuni ci se extinde și asupra lucrărilor de pregătire, ar fi necesar să se țină seama și de aceste lucrări. Cu alte cuvinte, dacă s-ar lua drept criteriu pentru acordarea fondului de salarii producția extrasă exprimată în unități naturale, aceasta din urmă ar trebui să fie corectată cu numărul de metri lineari de înaintare cu ajutorul unui coeficient de transformare.

Dar oricare criteriu se va folosi pentru acordarea fondului de salarii (valoarea producției globale sau producția în unități naturale) el nu poate, după părerea noastră, să fie just decît la întreprinderile la care producția este în funcție de numărul muncitorilor. Astfel acest criteriu poate fi aplicat cu mai multă sau mai puțină exactitate la întreprinderile de extracția cărbunelui.

Din contră, la întreprinderile de prepararea cărbunelui, unde valoarea producției globale este determinată în special de gradul de îndeplinire a planului întreprinderilor de extracția cărbunelui, apoi de capacitatea instalațiilor și în mică măsură de numărul muncitorilor, valoarea producției globale nu este un criteriu just pentru acordarea fondului de salarii.

★

După ce am examinat numărătorul fracției cu care se calculează productivitatea muncii, vom cerceta și numitorul ei. Amintim că în statistica noastră industrială productivitatea muncii se determină printr-un raport în care numărătorul reprezintă valoarea producției globale, dintr-o perioadă de timp, iar numitorul — numărul mediu scriptic al muncitorilor din aceeași perioadă de timp. Cu alte cuvinte, indicele productivității muncii arată valoarea globală produsă în medie pe un muncitor scriptic într-o unitate de timp. Productivitatea muncii se mai calculează raportîndu-se producția globală la numărul mediu scriptic al salariaților, obținîndu-se astfel producția globală pe un cap de salariat.

Se nasc următoarele întrebări :

1) care din aceste două metode este mai justă, cea care raportează producția la numărul muncitorilor, sau cea care calculează productivitatea muncii pe cap de salariat ?

2) este just să raportăm producția la numărul scriptic al muncitorilor (salariaților) sau la numărul muncitorilor (salariaților) prezenți ?

In ce privește prima întrebare, după părerea noastră, se pot întrebuința amîndouă formule, în funcție de scopul urmărit. A doua formulă are avantajul că poate arăta influența justei organizări și dimensionări a aparatului tehnico-administrativ asupra productivității muncii.

In privința celei de a doua întrebări, formula actuală arată productivitatea colectivului de muncitori întrebuințați de întreprinderea respectivă. Cu alte cuvinte, formula actuală nu arată productivitatea muncii a muncitorilor care au lucrat efectiv, ci a muncitorilor pe care întreprinderea îi avea la dispoziție în perioada respectivă. Asupra nivelului productivității muncii astfel exprimate, influențează deci procentul timpului efectiv lucrat, deci procentul absențelor, concediilor, etc.

Desigur productivitatea muncii se poate calcula și raportînd producția la numărul mediu al muncitorilor prezenți. Deși această a doua metodă arată mai exact productivitatea muncii (nivelul ei este mai ridicat decît cel calculat după prima formulă), totuși ea nu poate releva cum a fost folosit timpul de muncă — și ca atare productivitatea muncii calculată după prima metodă are avantajele ei.

Ar fi de folos să se calculeze productivitatea muncii după amîndouă metode. Raportul între cifrele obținute ar arăta influența absențelor de tot felul asupra productivității muncii.

In orice caz, la compararea productivității muncii pe ramura carboniferă cu productivitatea muncii respectivă din alte țări, este necesar să se utilizeze aceeași metodă.

Indicele productivității muncii propus de noi în cele două variante (atît la numărător cît și la numitor) caracterizează productivitatea medie la nivelul întreprinderii și al ramurii.

Se știe că pentru a caracteriza productivitatea muncii pe faze (pe sectoare, locuri de muncă) se utilizează alte unități de măsură, atît la numărător cît și la numitor.

Astfel în industria cărbunelui productivitatea muncii se calculează pentru muncitorii din abataje din totalul fronturilor de lucru (abataje plus înaintări), din subteran, din sector şi pe întreprindere. Aceşti indici, în care numărătorul reprezintă producţia extrasă din abataje, abataje şi înaintări sau pe mină (şi exprimat de obicei în kg.), iar numitorul este numărul de muncitori-zile (posturi) efectiv lucrate pentru extracţia acestei producţii, sînt cunoscuţi în industria cărbunelui sub denumirea improprie de randamente.

Nu vom insista aci asupra importanţei şi utilităţii pentru conducerea operativă a calculării productivităţii muncii pe faze, preocuparea noastră mărginindu-se la metodologia calculului productivităţii muncii pe întreprindere şi pe ramură.

★

Din cele de mai sus rezultă că, formula potrivită pentru calculul productivităţii muncii în ramurile industriale, unde se produce un singur produs şi care dă în aceste cazuri rezultate juste este următoarea:

$$W = \frac{Q}{N},$$

unde W este productivitatea muncii, Q — cantitatea de tone extrasă în unitatea de timp cercetată, iar N — numărul mediu scriptic al muncitorilor (sau numărul mediu al muncitorilor prezenţi).

Totuşi, nici această formulă nu este complet satisfăcătoare, din cauză că nu exprimă exact productivitatea *socială* a muncii.

Intr-adevăr, valorile de întrebuinţare produse (cantităţile de tone de cărbuni extrase) sint rezultatul atît a muncii vii depuse, cît şi a muncii vii şi cît se datoreşte creşterii muncii de producţie. In mod normal, cantitatea de tone extrasă în unitate de timp de un număr de muncitori dat (de munca vie dată) trebuie să fie cu atît mai mare cu cît se folosesc mai multe maşini şi mecanisme (cu cît munca materializată este mai mare).

Formula de mai sus în care numărătorul reprezintă rezultatul muncii vii şi materializate, iar numitorul numai munca vie depusă pentru producerea valorilor de întrebuinţare trecute în numărător, nu dă posibilitate să se afle cît din creşterea productivităţii muncii se datoreşte muncii vii şi cît se datoreşte creşterii muncii materializate. In această situaţie nu se poate aprecia dacă introducerea mecanismelor noi a fost rentabilă, adică dacă aportul muncii trecute s-a oglindit cel puţin proporţional în sporul productivităţii muncii.

In aceeaşi ordine de idei, economia materialelor întrebuinţate în procesul de producţie trebuie să se reflecte în creşterea productivităţii muncii (prin reducerea muncii trecute). Nici aceasta nu se oglindeşte în formula de mai sus.

Karl Marx spune în această privinţă: „creşterea productivităţii muncii constă tocmai în aceea că partea de muncă vie se micşorează pe cînd cea de muncă trecută se măreşte, dar în aşa fel încît suma totală de muncă cuprinsă în marfă scade; aşa dar în aceea că munca vie scade mai mult decît creşte cea trecută“.

Ori nici una din formulele întrebuinţate în prezent nu dau posibilitate să se constate dacă într-adevăr productivitatea socială a muncii creşte, deoarece în toate formulele folosite valoarea întrebuinţată este raportată la consumul de muncă vie, fără a se ţine seama de gradul de folosire a muncii materializate cuprinse în cota parte a maşinilor şi în material, combustibil, şi energia electrică consumată.

Formula productivităţii muncii în unităţi valorice poate fi scrisă sub forma:

$$W = \frac{\Sigma\, q_i\, p_i}{N},$$

unde:

q_i este cantitatea cărbunilor de diferite granulaţii;
p_i — preţul unitar al cărbunilor de granulaţii respective.

Descompunînd factorul preţ după componentele lui, formula devine:

$$W = \frac{\Sigma q_i\, (s_i + c_i + b_i)}{N}$$

unde:

s — reprezintă partea salariilor din preţul unitar de produs;
c — parte de muncă trecută (materiale, combustibil, amortismente etc.) pe unitate de produs;
b — parte ce reprezintă beneficii (preţul de vînzare în industria carboniberă nu cuprinde impozitul pe circulaţia mărfurilor).

Mai departe elementul c poate fi descompus în c' — care să reprezinte amortismente şi c'' — care să fie egal cu cheltuielile de materiale, combustibil, energie electrică, cuprinse, în unitate de produs:

$$W = \frac{\Sigma\, q_i \left(s_i + c_i' + c_i'' \right)}{N}.$$

Cum reflectă acetstă formulă modificările în proporţiile muncii materializate?

Dat fiind că la calcularea productivităţii muncii după această formulă se folosesc preţurile constante, cu raporturi constante între munca vie şi cea materializată, formula de mai sus nu oglindeşte modificarea proporţiei între cele două feluri de munci (ca şi formula exprimată în cantităţi).

Ce s-ar întîmpla însă dacă la calculul productivităţii muncii s-ar folosi preţurile efective, aşa cum rezultă din calculul preţului de cost?

În acest caz, orice creştere a muncii materializate (deci nu numai creşterea amortismentelor dar şi creşterea consumurilor specifice de materiale) ar duce la mărirea indicelui productivităţii muncii, presupunînd aceeaşi cantitate de tone constante şi acelaş număr de muncitori.

Desigur, acest rezultat nu corespunde realităţii. Deci introducînd influenţa muncii trecute s-ar părea că ne îndepărtăm de realitate. Denaturarea indicelui productivităţii muncii se explică prin faptul că munca trecută s-a introdus numai în numărătorul fracţiunii (adică în valoarea de întrebuinţare produsă) fără să se introducă şi în numitorul ei, adică fără să se ţină seama că la producerea acestei valori a concurat şi munca trecută.

Pentru exprimarea justă a muncii sociale este necesar, după cum propune Dr. *Bruno Voigt*)*, să se introducă şi în numitor volumul muncii materializate, formula productivităţii muncii devenind:

$$W = \frac{Q}{T_v + T_c}$$

unde:

T_v — reprezintă consumul de muncă vie;
T_c — consumul de muncă materializată.

Teoretic această formulă reprezintă mai just productivitatea socială a muncii, deoarece ţine seamă nu numai de munca vie ci şi de munca materializată şi dă posibilitatea să se urmărească modificarea raportului între volumul celor două munci, şi influenţa acestei modificări asupra nivelului productivităţii muncii **).

Greutatea aplicării ei constă în faptul că factorul T_c este practic extrem de greu de stabilit.

În formula:

$$W = \frac{Q}{T_v + T_c}$$

factorii Q şi T_v se află uşor din datele evidenţei operative.

Pentru a afla însă W este necesar să se cunoască al treilea factor T_c sau raportul pentru fiecare perioadă cercetată între T_v şi T_c.

Pentru a afla acest raport, factorii de mai sus pot fi exprimaţi ori în unităţi de timp, ori valoric. Dar nici una din aceste metode nu dă rezultate satisfăcătoare. Într-adevăr, dacă factorii se exprimă în unităţi de muncă, volumul de muncă vie depusă, T_v, este dat de numărul mediu scriptic de muncitori în perioada respectivă (sau de numărul mediu al muncitorilor prezenţi, sau de muncitori-zile efectiv prestate, etc.).

Este însă extrem de greu de găsit numărul de muncitori-zile utilizate pentru producerea materialelor, combustibilului, maşinilor.

Dacă însă cei doi factori se exprimă valoric, luîndu-se pentru determinarea raportului între ei datele din preţul de cost din perioada respectivă, adică:

$$s + c' + c'' + b$$

stabilirea raportului:

$$\frac{T_v}{T_c} = \frac{s}{c' + c''},$$

întîmpină deasemenea greutăţi foarte mari.

Aci, factorul s reprezintă salariile plătite salariaţilor pe tonă de cărbune în perioada respectivă. Raportul stabilit pe baza cifrelor din preţul de cost nu reprezintă proporţia reală între munca vie şi cea trecută din cauză că factorul s nu este proporţional cu munca vie depusă pentru extragerea unei tone de cărbune.

Presupunînd că salariile tarifare în cele două momente luate pentru compararea productivităţii muncii nu s-au modificat, totuşi datorită aplicării în industria cărbunelui a acordului progresiv, o tonă de cărbune poate să coste mai scump sau mai ieftin în funcţie de realizarea normelor muncitorilor respectivi.

În ceea ce priveşte costul materialelor folosite şi amortismentul utilajului, el depinde de preţurile stabilite, care pot varia de la o perioadă la alta.

Bruno Voigt care propune formula de mai sus recunoaşte greutăţile aplicării ei. „În practică, însă — spune el — o atare determinare întîmpină dificultăţi destul de mari, deoarece ea presupune că volumul de consum de muncă materializată, cunoscut numai în expresie valorică, este raportat la timpul de muncă. Este în orice caz nevoie de a elabora metode care să permită o astfel de recalculare. Trebuie să facem în această privinţă abstracţii de faptul dacă pentru această recalculare este nevoie de a elabora mai întîi pentru fiecare ramură industrială coeficienţii universali valabili pentru raportul între munca vie și cea materializată, sau dacă trebuie să se elaboreze din capul locului metode care să permită fiecărei întreprinderi o recalculare individuală a timpului de muncă materializată consumat în timp de muncă vie. Revine Colectivului Central pentru problemele de determinare a productivității muncii, convocat de Comisia de Stat a Planificării, să aducă lumină în această chestiune și să indice căile de urmat". *)

---

*) Dr. Bruno Voigt: *„Care este metoda ştiinţifică justă pentru determinarea productivităţii muncii?* „Statistische Praxis", 1953, nr. 9, pag. 137—140; nr. 10, pag. 155—159. Articolul este reprodus în romîneşte în culegerea de material documentar *„Metodologia calculului productivităţii muncii în industrie"* Vol. I. (Institutul de Documentare Tehnică).

**) Utilitatea calculului productivităţii sociale a muncii a fost relevată şi în consfătuirea cu privire la metodologia calculului productivităţii muncii, care a recomandat ca ministerele să studieze posibilitatea de aplicare a formulei de mai sus.

Pentru industria cărbunelui, unde consumurile specifice de materiale sînt relativ mai stabile decît în alte industrii, credem că, la un grad de mecanizare dat, este mai ușor (față de alte ramuri industriale) de stabilit un raport mediu între munca vie și cea materializată.

Cum însă ne interesează variația productivității muncii la modificarea gradului de mecanizare, este de preferat a doua cale, indicată de dr. Bruno Voigt, adică căutarea unei „metode care permite fiecărei întreprinderi o recalculare individuală a timpului de muncă materializată consumat în timp de muncă vie."

---

*) Dr. *Bruno Voigt*. op. cit.

Cocs din cărbuni necocsificabili (III)

Influența introducerii în rețetă a minereului de fier

Ing. **Barbu I.**, ing. **Nistor Narcissa** și ing. **Ștefănescu I.**
Institutul de Cercetări Miniere

Ca variantă a cercetărilor privind fabricarea cocsului din cărbuni necocsificabili *), s-a studiat și linia privind fabricarea cocsurilor complexe, a cocsurilor brichete în a căror rețetă intră, drept componenți, materiale conținînd diferite forme de oxizi de fier (minereu de fier și praf de furnal).

După cum arată literatura, pentru realizarea unor șarje cît mai omogene, în care reducerea fierului să se poată face rapid, s-a preconizat folosirea cocsului cu minereu de fier, fero-cocsul [1, 2, 3, 4]). Astfel, pe baza tehnologiei clasice de fabricare a cocsului, sub conducerea lui N. P. Cijevski [1] s-au făcut încercări de fabricare a fero-cocsului, urcîndu-se proporția de minereu de fier la 30% în șarja încărcată pe sus și 40% în șarja stampată. In Ruhr, în lucrările din ultimii ani, s-a fabricat un fero-cocs cu 40% minereu de fier [7, 8].

Folosind brichetarea, cercetătorii sovietici [4] propun fabricarea brichetelor complexe în prese valț, dintr-un amestec de cărbuni neaglutinanți mărunți, minereu de fier și smoală. Brichetele astfel obținute sînt încălzite într-un cuptor orizontal tubular la 550—600° C și sînt folosite la elaborarea fontei în furnale de dimensiuni mici.

A. Thau [5] a propus procedeul „carbonizării metalurgice" într-o instalație complexă în care, folosindu-se huile tinere și minereu, să se realizeze elaborarea fontei, fabricarea gazului de sinteză și producerea de țiței sintetic prin hidrogenare, concomitent. Șarja introdusă în furnal se compune din brichete de minereu și huile tinere, folosind drept liant reziduurile de la uzina de hidrogenare.

A. Thau [5] a propus procedeul „carbonizării metagice, prezentînd următoarele date asupra încercărilor efectuate:

„Se utilizează minereu de fier cu 35% Fe (Minete de Lorena), 5 tone huile (Lorena) și 1 tonă hidrocarburi reziduale, din care se obțin 3—3,5 tone fontă și 1 tonă gudron primar, fără a se utiliza cărbuni cocsificabili sau cocs.

In condiții normale pentru aceiași producție e nevoie (considerînd că 1 tonă fontă necesită 1,3 tone cocs metalurgic sau 1,8 tone huilă de cocs, din a cărei carbonizare se obține 4,05% gudron) pentru 3—3,5 tone fontă, de 5,5 tone cărbune cocsificabil, oținîndu-se prin carbonizare 225 kg gudron de cocs".

Autorul insistă asupra unei serii de avantaje ale carbonizării metalurgice:

1. Se înlătură dependența fabricării fontei de cocsul metalurgic, deci de utilizarea huilelor de cocs, lărgindu-se baza de materii prime în direcția huilelor de gaz.
2. Crește randamentul de gudron primar.
3. Se evită pierderile prin clasarea cocsului.
4. Permite prelucrarea și utilizarea reziduurilor dela rafinării, de la distilarea gudronului, hidrogenare, etc.

Odată cu dezvoltarea tehnologiei furnalelor scunde, se urmărește din ce în ce mai mult fabricarea ferococsului, ca fiind soluția optimă pentru realizarea omogenității șarjei, cerută de acest tip de furnal [6].

O serie întreagă de propuneri au fost făcute pe această linie în ultimii ani.

In lucrările noastre de laborator, pentru realizarea fero-cocsului am folosit aceiași tehnologie ca cea prezentată în notele anterioare [9, 10]:

Semicocsul, huila și liantul au fost măcinate la o granulație corespunzătoare, iar minereul a fost introdus în șarjă la granulația de 0—0,5 mm. Presiunea de brichetare a fost de 300 kg/cm², iar cocsificarea s-a făcut la 1000°C.

Rezistența brichetelor s-a determinat cu toba de laborator Nedelman.

In încercările efectuate în cadrul acestor probleme *) s-a studiat întîi influența introducerii în șarja cocsului în două trepte, a anumitor cantități de praf de furnal, scăzîndu-se în mod corespunzător semicocsul. Rezultatele obţinute folosind drept huilă, huila de gaz tip HG_1 sînt prezentate în diagrama din fig. 1.

---

*) Vezi nota I-a, „Revista Minelor" Nr. 8/1955 și nota II-a, „Revista Minelor" Nr. 10/1955.

*) La aceste lucrări au mai participat chim. R. Hirsch, ing. H. Haider, ing. D. Miorțescu, experimentator I. Bratu, și alții.

Praful de furnal nu a dat o variaţie pronunţată a rezistenţei cocsului, însă a dat, la un adaos de 15%, un maxim de rezistenţă, ce s-a repetat apoi şi la alte adaosuri de acest tip.

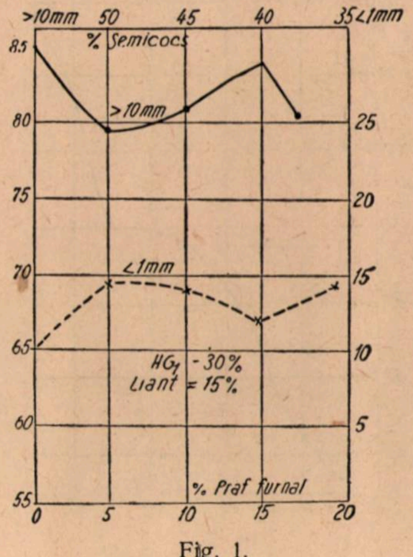


Fig. 1.

In diagrama 2 sînt prezentate rezistenţele cocsurilor obţinute cu adaos de minereu praf.

După cum rezultă din această diagramă, adaosul de praf de minereu în proporţie de 5—20%, la cocsul în două trepte, nu modifică în mod sensibil rezistenţa cocsurilor. Limita superioară pînă la care rezistenţa nu scade mai accentuat, este de 20% praf de minereu. Peste această valoare are loc o scădere rapidă a rezistenţei, un cocs cu 50% praf de minereu în şarja de brichetare, avînd o rezistenţă de 12% peste 10 mm şi 60% praf sub 1 mm.

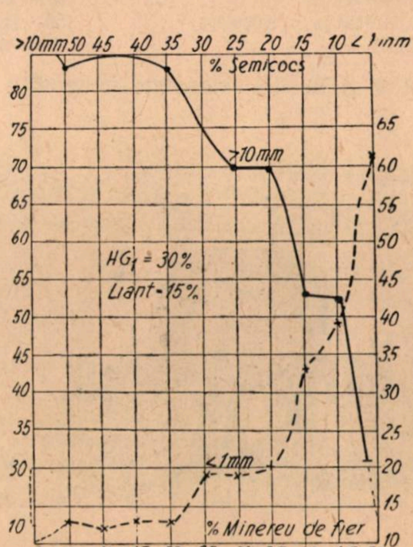


Fig. 2.

O încercare asemănătoare a fost făcută pe baza unei reţete în care huila de gaz HG_1 a fost înlocuită cu o huilă de gaz tip HG_2, cu grosimea stratului plastic y = 9 mm (vezi fig. 3) faţă de y =14 mm a huilei HG_1.

Rezistenţele obţinute sînt mult mai mici decît în cazul reţetelor pe bază de huila HG_1, remarcîndu-se în acelaşi timp mutarea maximului curbei de la adaosul de 15% minereu praf la adaosul de 20% praf de minereu şi o rezistenţă a cocsului din brichetele cu 50% minereu de numai 4,5% peste 10 mm (praful sub 1 mm 79%).

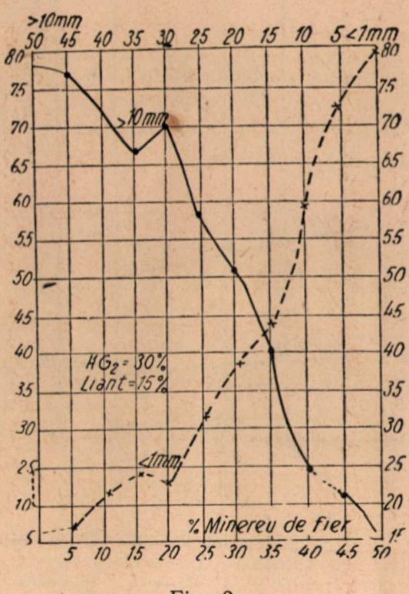


Fig. 3.

Cu o huilă grasă HG_r rezultatele obţinute sînt prezentate în fig. 4.

Pe baza încercărilor de mai sus s-a considerat drept posibilă folosirea pe scară mai mare, fără a micşora în mod sensibil rezistenţa cocsului brichete, a şarjelor conţinînd 20% minereu.

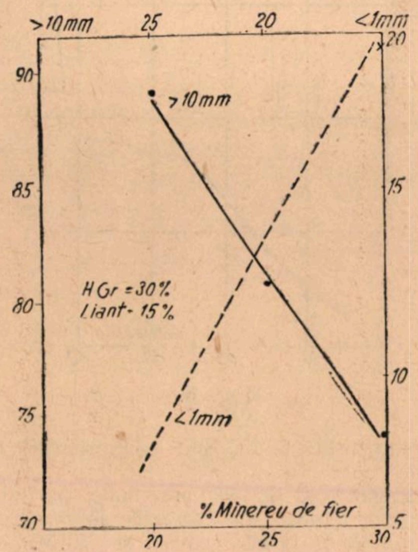


Fig. 4.

Păstrînd constant acest procent în şarja de brichetat, s-a studiat apoi înlocuirea treptată a semicocsului cu cărbune necocsificabil crud (tip B/H) — cărbune brun huilos, echivalent în clasificarea internaţională cu cărbunii cu număr de cod 900.

Fig. 5 prezintă rezultatele obținute.

Se observă ca un fenomen extrem de interesant, faptul că rezistențele cocsurilor nu se schimbă în mod esențial pe măsura introducerii în șarjă a cărbunilor necocsificabili cruzi, de unde rezultă că rețetele în care semicocsul este total înlocuit cu cărbune crud, au practic aceiași valoare cu rețetele cu semicocs. Aceasta este o concluzie foarte importantă, deoarece permite evitarea tuturor dezavantajelor și greutăților legate de fabricarea semicocsului.

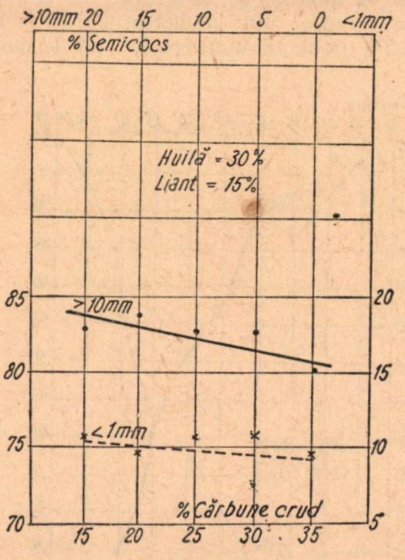


Fig. 5.

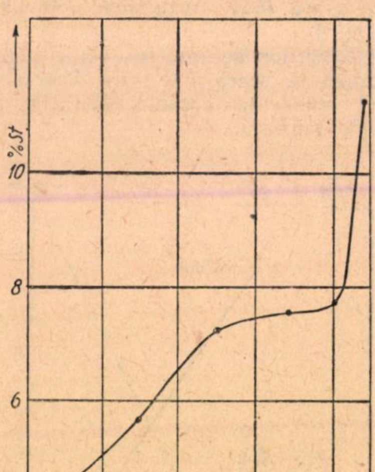


Fig. 6.

Ordonata reprezintă % de Sulf total calculat la masa combustibilă.

In diagramele 6 și 7 sînt prezentate, parțial, rezultatele analizelor tehnice ale cocsurilor fabricate, menționîndu-se valorile privind cenușa și sulful.

Rezultatele arată că la adaos crescînd de minereu, aproape întreaga cantitate de sulf din șarjă rămîne în cocs, minereul de fier, respectiv fierul redus în timpul operației de cocsificare, reținînd sulful în cocs.

In lucrările pe scară pilot, s-au produs brichete cu amestecuri conținînd huilă (20—30%), liant (15%), semicocs (35—45%) și minereu de fier (20%). După cocsificare, s-a determinat rezistența cocsurilor obținute la toba Simmersbach. Rezultatele au fost de 81—87% peste 25 mm *) și 10—15% praf sub 10 mm.

Incercarea unor rețete în care semicocsul a fost complet înlocuit cu cărbune necocsificabil crud, a dus la realizarea unor rezistențe de 71% peste 25 mm și 17% sub 10 mm.

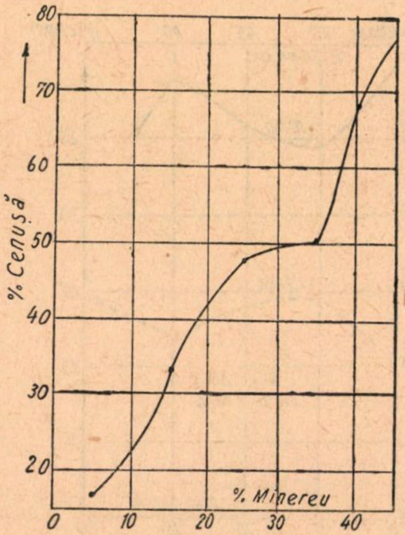


Fig. 7.

Caracteristicile cocsurilor obținute la scară pilot au fost:

— Umiditate	0,3—1,5%
— Cenușă	32—34%
— Materii volatile	1,1—2,5%
— Sulf total	2,5—2,9%
— Reactivitatea (Koppers)	155—160%
— Porozitatea	39—45%

In fig. 8, 9 și 10 sînt prezentate fotografiile cîtorva probe.

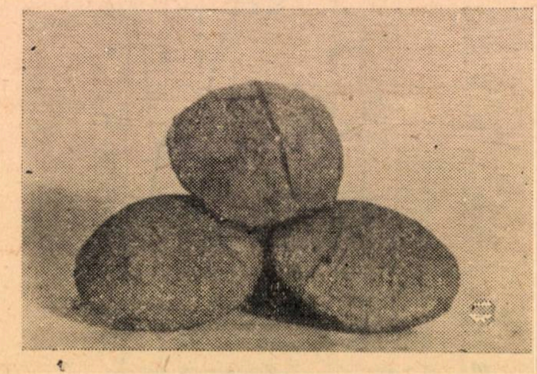


Fig. 8.

Din încercările efectuate rezultă că se poate fabrica un fero-cocs de calitate superioară pe baza unor șarje conținînd cărbune necocsificabil și minereu, brichetate cu liant.

In afară de rețetele în care minereul înlocuiește direct semicocsul, în procedeul cocsului în două trepte, se poate realiza un fero-cocs sub formă de brichete, folosind la brichetare direct cărbuni necocsificabili cruzi.

---

*) Rezultatele la toba Simmersbach sînt date peste 25 mm deoarece dimensiunile cocsurilor brichete întregi au fost mai mici de 40 mm (fără să fie sfărîmate, brichetele cocsificate treceau prin site de 40 mm).

Fero-cocsul creiază o cale de valorificare a minereurilor mărunte, sărace şi mai ales duce la posibilitatea

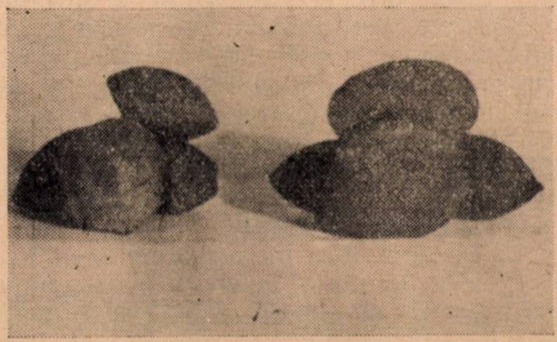


Fig. 9.

de folosire a concentratelor prăfoase de minereuri de fier, ce se obţin în unele metode de îmbogăţire. Aceasta are o deosebită importanţă în ţara noastră, unde se pune din ce în ce mai mult problema folosirii, la elaborarea fontei, a minereurilor sărace sau a concentratelor de minereu.

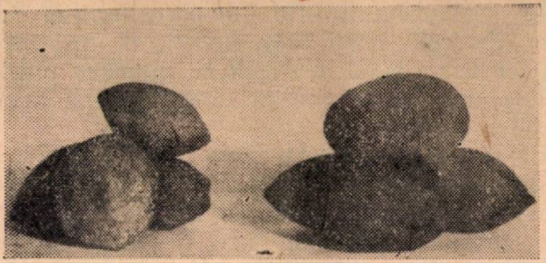


Fig. 10.

Bibliografie

[1] *Agroskin A. A.* şi *Cijevski N. P.*: Cocsificarea. Alţi combustibili utilizaţi în furnal, Moscova-Harcov, 1948.

[2] *Hellman C. E.*: Furnalele scunde în siderurgia modernă, La technique moderne, nr. 6/1954, pag. 221—224.

[3] *Killing E.*: Noi cercetări în metalurgia minereurilor de fier în furnalele scunde, Stahl und Eisen, nr. 16/1953, pag. 925—928.

[4] *Agroskin A. A.*: Tehnologia chimică a cărbunilor, Moscova, 1954, pag. 146—150.

[5] *Thau A.*: Sugestii pentru prelucrarea minereurilor de fier mărunte, Metallurgical coke, Londra, 1945, pag. 81—100.

[6] *Hoffmann E.*: Folosirea amestecurilor de minereu — cărbune în furnalele scunde, Stahl und Eisen, nr. 23/1954.

[7] Discuţii referitoare la furnalul scund, prezentate de revista Problemî Sovremenoi Metalurghii : Expunerea 1. Egr. F. Duisburg-Hamborn, Problemî Sovremenoi Metalurghii, nr. 1/1954.

[8] Comitetul de conducere al furnalului internaţional de la Ongrée : Progresele în cercetările asupra furnalului scund. Rezultatele unui an de lucru 1953—1954, Iron and Coal, January, 7/1955, pag. 31—34.

[9] *Barbu I.* şi *Ştefănescu I.*: Noi căi de valorificarea combustibililor inferiori ; fabricarea cocsului din cărbuni necocsificabili (I), Revista Minelor, nr. 8/1955.

[10] *Barbu I. şi Ştefănescu I.*: Cocs din cărbuni necocsificabili (II), Influenţa diferiţilor factori asupra calităţii cocsului în două trepte, Revista Minelor, nr. 10/1955.

Lucrarea a fost predată redacţiei la 18 aprilie 1956.

Utilizarea instalaţiilor de screper la lucrările subterane

Ing. S. **Patraş**

In mineritul metalifer neferos, operaţiile de încărcare şi transport al minereului şi rambleului se efectuiează, în marea majoritate a cazurilor manual şi cu productivităţile relativ scăzute ce se realizează, se consumă un volum foarte mare de manoperă.

Exceptînd metodele de exploatare cu înmagazinare şi fîşii înclinate a zăcămintelor filoniene, a căror aplicare în funcţie de condiţiile de zăcămînt nu poate fi generalizată, cele două faze ale ciclului de exploatare cu fîşii direcţionale ascendente, evacuarea utilului şi umplerea golurilor, datorită vitezei reduse de execuţie, măresc durata de exploatare. Faţă de sarcinile mereu sporite ale sectorului minier, forţele de muncă şi mijloacele care le stau la dispoziţie pentru creşterea productivităţii muncii, nu sînt concordante. Utilizarea maşinilor pneumatice de încărcat, ca mijloc de mecanizare, a adus un important aport în creşterea productivităţii muncii la înaintări. Transportoarele cu bandă şi scocurile oscilante, datorită granulaţiei şi greutăţii specifice mari a minereului, precum şi metodei de exploatare utilizate, nu au putut fi aplicate cu succes în abatajele minelor metalifere.

Un alt mijloc de mecanizare încercat cu mai mult succes, la una din întreprinderile sectorului metalifer neferos, în cursul anului 1955, îl constituie instalaţia de screper. Literatura tehnică străină îl indică drept unul din mijloacele utilizate frecvent cu rezultate bune. Astfel, de exemplu, la Combinatul Leninogorsk extinderea utilizării instalaţiilor de screper s-a desfăşurat după cum se vede din cifrele care urmează :

	Anul		
	1951	1952	1953
Numărul de screpere	5	78	136

In S.U.A., în decurs de 13 ani s-au introdus în procesul de producţie 3752 instalaţii de screper, faţă de numai 419 maşini de încărcat. Datele prezentate arată că acest utilaj îşi găseşte o tot mai largă aplicare la lucrările subterane de încărcare şi transport.

Marele avantaj al instalaţiilor de screper constă în faptul că rezolvă atît încărcarea cît şi transportul, iar ca utilaj construcţia sa este robustă şi simplă.

In cele ce urmează în prima parte a articolului se vor da date asupra acestor instalaţii culese din literatură, iar în partea a doua şi din experienţa primei perioade de aplicare într-o întreprindere din sectorul metalifer neferos din ţara noastră.

★

Instalaţia de screper se compune dintr-un troliu acţionat de un motor electric sau pneumatic, o cupă — screperul propriu zis — acţionat de acest troliu prin intermediul unor cabluri, scripeţii de întoarcere şi ghidare şi instalaţiile anexe.

Capacitatea de transport a instalaţiilor de screpere depinde de puterea troliului, de viteza de transport şi de capacitatea cupei. Alegerea celei mai potrivite instalaţii sub aceste aspecte depinde de natura materialului, exprimată prin granulaţie şi greutate specifică, de metoda de exploatare folosită şi de indicele de utilizare ce i se poate asigura.

Troliile şi motoarele de screper. Descrierea detaliată a troliilor de screper se găseşte în lucrările de specialitate.

Ele constă de obicei din doi tamburi şi cu motorul cuplat direct. Se extinde în ultimul timp utilizarea troliilor cu trei tamburi, cu ajutorul cărora se poate asigura o manipulare mai uşoară a cupei atunci cînd transportul se face în unghi. Din cele trei cabluri, două sînt cabluri de sarcină şi unul de cap.

Cele mai utilizate trolii de screper de construcţie sovietică, ce îşi găsesc aplicare şi la noi sînt redate în tabela 1.

In ultimii ani s-a început construirea de trolii electrice de mare putere, avînd motoare de 125—150 CP şi cupe de 3,5—5 m³ capacitate.

De remarcat este uşurinţa cu care se realizează inversarea rotaţiei tamburilor prin simpla acţionare a acelor două frîne, prin intermediul sistemului de angrenaje planetare.

Pentru a se uşura transportul, la mutarea scripetului dintr-un loc în altul, se construesc trolii uşor demontabile în părţi închise. Un astfel de troliu, este cel sovietic de tip —11, sau cel de tip suedez A.S.E.A., ultimului putîndu-i-se ataşa şi al treilea tambur, după necesitate.

Ele sînt acţionate atît prin motoare electrice, cît şi pneumatice. Domeniul de utilizare al motoarelor pneumatice este însă redus la trolii mici, cu puteri cuprinse între 8—15 CP şi mai ales în minele mici, puţin electrificate. Principalul lor dezavantaj se datoreşte costului ridicat al aerului comprimat în comparaţie cu energia electrică.

Astfel, valoarea consumului de energie urmărită pentru 50 000 t material transportat cu screperul a dat următoarele rezultate în cifre convenţionale .

Aer comprimat 8,05/t
Energie electrică . . . . . 1/t.

Tabela 1

Caracteristicele tehnice ale troliilor de screper de construcţie sovietică

Date caracteristice	Pneumatice cu două tobe	Electrice								
		Două tobe						Trei tobe		
Diametrul tobei, mm	160	290	290	335	450	290	420	300	—	450
Lăţimea tobei, mm .	60	150	150	—	210	162	—	160	150	210
Viteza cablului :										
în sarcină, m/s . .	0,4	1,0	1,0	1,15	0,98	1,27	1,0	1,1	0,91	1,51
în gol m/s . .	0,5	1,16	1,46	1,58	1,39	1,66	1,58	1,46	1,28	2,17
Diametrul cablului de tracţiune, mm . . .	6-8	12,5	12,5	14	17	12,5	14	12,5	15,5	17,5
Puterea motorului kW	3,5CP	10	11	28	45	14,5	20,5	11	22	45
Capacitatea cupei, m³	0,07	0,15	0,15	0,3	0,6	0,2	0,3	0,15	0,3	0,6

Consumul de energie la tona de material transportat depinde însă de mulți factori, ca: greutatea specifică și granulația minereului, distanța de transport, și variază în limite largi. Ca exemplu: în Suedia s-a stabilit că la o distanță de transport de 70 m consumul de energie a fost de 0,61 kWh/t iar la 170 m de $^1/_2$ kWh/t.

Alte date culese din literatură indică drept consum de energie pentru o rază mică de acțiune și un material potrivit — 0,65 kWh/t ca o cifră medie.

O mărire a capacității de transport se obține și prin mărirea vitezei de transport și în acest sens s-au făcut diferite încercări. Construcția troliilor permite realizarea unor viteze diferite la cursa în plin și gol, prin diferența între diametrele tamburilor. In ultimul timp vitezele atinse sînt de 2,2 m/s, la cursa în plin și de 3 m/s la cursa în gol, însă deoarece mărirea vitezei are efect negativ asupra capacității de pătrundere a cupei s-au construit trolii care lucrează cu două viteze la cursa în plin.

Vitezele obișnuite de lucru variază între 1 și 2 m/s.

Cablurile. In costurile de transport cu screperul, cablurile au o pondere destul de însemnată.

Uzura cablurilor se produce datorită frecării de vatră, pe tamburi și scripeții de întoarcere și ghidare, iar ruperile se datoresc șocurilor ce apar atunci cînd întinderea lor nu este suficientă, mai ales la inversarea cursei.

Se utilizează în general cabluri rotunde atît cu inima din material vegetal, cît și metalică, cu același diametru al firelor sau diferit și cu rezistența peste 120 kg/mm². In general tendința este de-a se utiliza cabluri cu rezistența cît mai mare. Astfel, în Suedia s-a ajuns la utilizarea cablurilor de 170—175 kg/mm² pentru transportul materialului cu granulație mare.

La minele de săruri de potasiu din Alsacia însă, s-a trecut de la cablurile cu o rezistență de 195 kg/mm², la cele cu 160 kg/mm² pentru a se evita ruperile prea dese ale cablurilor și uzura prea accentuată a scripeților.

O revistă franceză recomandă pentru prelungirea duratei de utilizare a cablurilor, următoarele măsuri:

— ungerea intensă a cablurilor;

— așezarea cît mai coliniară a troliului cu direcția de acționare;

— utilizarea scripeților de ghidare la intrarea pe tamburi;

— scripeți pentru susținerea cablului liber;

— scripeții de întoarcere să aibă diametrul de minimum 12 ori mai mare ca al cablului;

— calificarea troliștilor;

— să se lucreze cu frînele ușor strînse pentru a se preîntîmpina desfășurarea prea repede a cablurilor.

In general diametrele tamburilor variază în funcție de puterea troliilor și de aceea se poate indica diametrul cablurilor în funcție de acestea, astfel:

la 10— 15 CP	10 mm
15— 20 „	13 „
25— 30 „	16 „
30— 40 „	19 „
60— 75 „	20 „
75—100 „	28 „

Schimbarea cablurilor, mai ales la instalațiile mari care utilizează cabluri groase și de lungimi mari, este o operație greoaie. De aceea se utilizează trolii anexe sau un al treilea tambur pe care este înfășurat un cablu subțire cu ajutorul căruia se trag cablurile ce se schimbă.

O revistă de specialitate dă ca exemplu că în mina Climax (U.S.A.) două cabluri de 28 mm diametru și 80—120 m lungime fiecare, pot fi schimbate de doi oameni în 15—20 minute în urma aplicării dispozitivului de mai sus. Inainte aceeași operație dura 40—60 minute cu 5—6 oameni.

Scripeții. In ultimul timp scripeții din oțel manganos sau oțel aliat încep să înlocuiască pe cei din oțel obișnuit.

Se recomandă ca pereții canalului să fie netezi și să aibă o înclinare de 45°, iar mînerul să acopere scripetele în ambele părți și să fie cît mai apropiat pentru a împiedica pătrunderea cablului între acesta și scripete, ceea ce duce la ruperi frecvente ale cablului.

Pentru a se evita solicitarea prea accentuată a cablului la încovoiere, este necesar ca raportul între diametrul scripetelui și al cablului să fie de minimum 12.

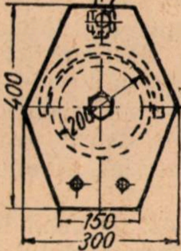


Fig. 1.

Fixarea scripeților se face în funcție de posibilitățile locale, fie prin legarea lor de stîlpi bine consolidați în vatră și tavan, fie prin ancorarea unor cîrlige cu pene metalice în găuri de mină. (fig. 1).

Cupele. Forma, dimensiunile și greutatea cupelor — screperului propriu zis — se stabilesc ca și pentru trolii, după greutatea volumetrică, granulația și afînarea materialului, lățimea și înălțimea căii de transport.

Cu toate că se utilizează foarte multe forme de cupe ele pot fi încadrate în cîteva grupe. Una din clasificările germane a cupelor este următoarea :

1. Cupa în formă de cutie (fig. 2, *a*). Se utilizează mai ales la materialul mărunt.

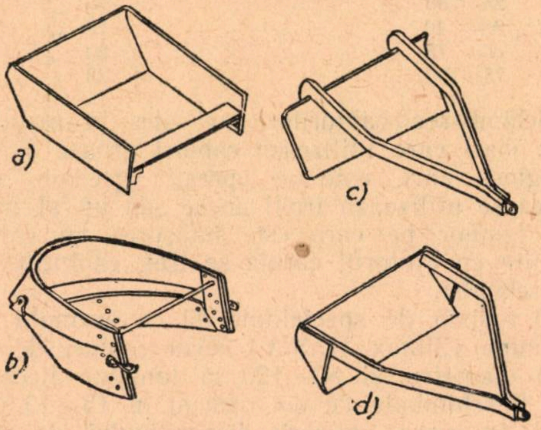


Fig. 2.

2. Cupa în formă de greblă (fig. 2, *c* şi 2, *d*) ; tabla este de obicei îndoită în unghi sau arc de cerc.

Deoarece această ultimă formă se utilizează mai ales la materialul în blocuri mari, trebuie să fie suficient de grea. Unghiurile de pătrundere, în materialul cu blocuri, trebuie să fie cît mai mare. Rezultate bune se obţin la un unghi de 30^0. La materialul cu blocuri foarte mari, acest unghiu ajunge pînă la 45^0.

Partea de sus a tablei trebuie să fie îndoită spre troliu pentruca presiunea încărcăturii către această placă să împiedice pătrunderea ei prea adînc în material.

3. În formă de semilună (fig. 2, *b*). Se utilizează la material foarte mărunt. Se umple pe distanţă scurtă.

4. Construcţii speciale. Aici se încadrează cupa pliabilă (fig. 3), care se caracterizează prin faptul că la cursa în gol opune mai puţină rezistenţă şi nu antrenează material şi în afară de aceasta e foarte avantajoasă acolo unde stocul de material ajunge pînă aproape de tavan.

Un alt tip, este cel de cupă închisă (fig. 4), utilizat în cazul transportului cu schimbarea direcţiei prin intermediul unui dispozitiv special.

Clasificarea indicată de un autor sovietic faţă de cea arătată mai înainte este mai generală. Ea împarte cupele în două tipuri : cutie şi greblă.

La noi în ţară se construiesc în prezent numai cupe de tipul indicat în fig. 5, care au avantajul unei mai mari stabilităţi şi fiind simetrice nu este necesară oprirea troliului, atunci cînd se răstoarnă.

Cupele se confecţionează de obicei din tablă de 12—25 mm.

Asamblarea se face prin nituri îngropate, sudură sau mixt.

Literatura sovietică indică drept foarte bune cupele turnate. Astfel, din experienţa realizată la Combinatul Leninogorsk, unde se exploatează sulfuri localizate în fisurile formate în microcuarţite, cu tărie de 14—18 după scara prof. Protodiakonov, cu cupele sudate se pot transporta circa 300 t, iar cu cele turnate pînă la 12 000 t, cupele turnate prezintă şi avantajul unui cost de fabricaţie cu 10—15% mai mic.

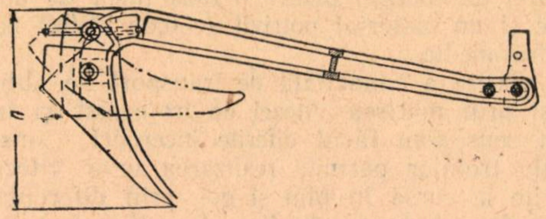


Fig. 3.

Pentru a se micşora uzura muchiilor de pătrundere, sau a dinţilor, aceştia se confecţionează din oţel manganos sau chiar din oţeluri speciale (cu crom, nichel, molibden).

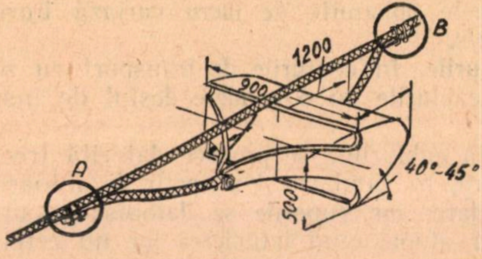


Fig. 4.

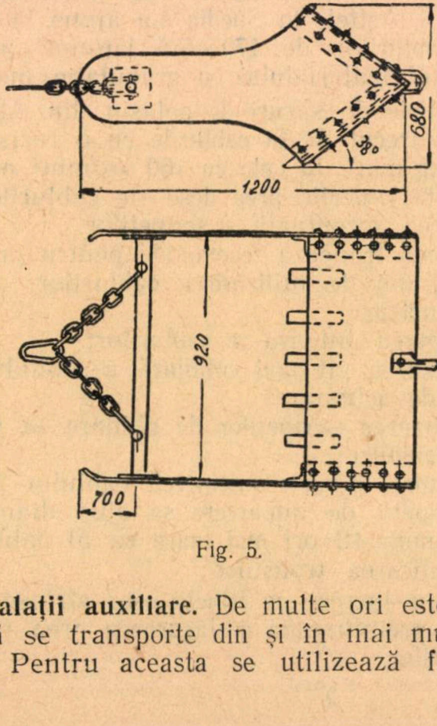


Fig. 5.

Instalaţii auxiliare. De multe ori este necesar să se transporte din şi în mai multe direcţii. Pentru aceasta se utilizează fie mai multe screpere, fie scripeţi de ghidaj ce trebuie montaţi de mai multe ori.

Dispozitivul ing. N. F. Krasnoiarujenski rezolvă în alt mod această problemă. El constă dintr-un braţ orizontal, (fig. 6) fixat pe un stîlp, care are la capăt, în partea inferioară, o roată cu dinţi în formă de stea. La cablul screperului este legat intercalat un lanţ de 1,5 m lungime.

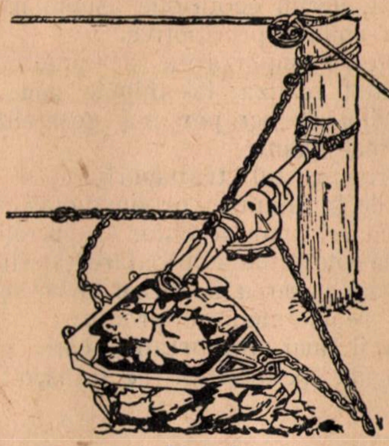


Fig. 6.

De partea anterioară a acestui lanţ se leagă un alt lanţ de 40 cm lungime, la partea din faţă a cupei. Un lanţ identic este fixat în spate. La cursa în plin se introduce lanţul de tracţiune pe roata dinţată. Astfel, cupa îşi schimbă brusc direcţia de transport. Acest dispozitiv se utilizează numai cu cupe închise şi la trolii cu doi tamburi. El este aplicat cu succes în minele de bauxită din Uralul de nord. Rezolvarea schimbării direcţiei cu ajutorul troliilor cu trei tamburi, pare să fie mai simplă. (fig. 7)

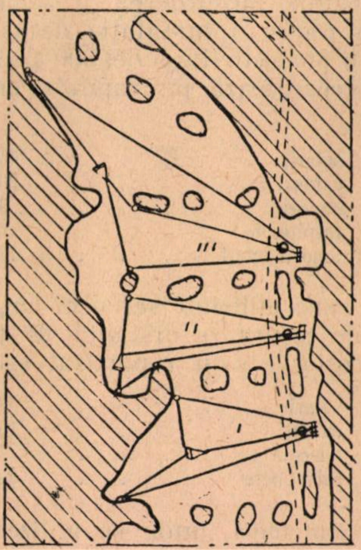


Fig. 7.

Cîte odată este necesar să se lucreze în două direcţii opuse pentru a se utiliza întreaga capacitate a instalaţiei, acolo unde condiţiile permit. Acest mod de lucru se aplică mai ales acolo unde este necesară o sfărîmare secundară.

Astfel, în minele din Sudbury s-a montat un troliu de 125 CP pe o platformă rotativă. Intoarcerea screperului se face cu un mic troliu pneumatic montat alături.

Pentru a se reduce manopera specifică de deservire a instalaţiilor de screper, în U.R.S.S. s-au construit dispozitive de acţionare a troliilor de la distanţă. De obicei instalaţiile de screper se deservesc de către un trolist şi 1—2 semnalizatori.

Prin plasarea acestor aparate în locuri potrivite (fig. 8) se pot elimina, în parte sau total, aceşti semnalizatori.

Există două tipuri de astfel de aparate:

1. electrohidraulice,
2. electropneumatice.

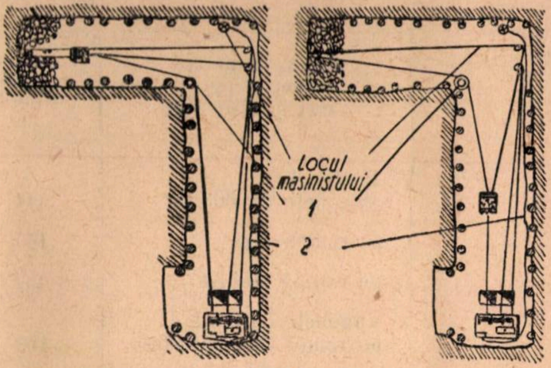


Fig. 8.

Primele se folosesc în locurile unde lipseşte aerul comprimat, însă cele pneumatice sînt preferate datorită construcţiei lor mai simple.

Reducerea personalului de deservire se mai poate realiza, cînd distanţele de transport sînt scurte, prin instalarea de reflectoare care permit trolistului să vadă cum se umple cupa.

Căile de transport. La înaintări, sau în alte locuri, unde se cere ca materialul să se încarce direct în vagonete, trebuie să existe platforme de încărcare. In abatajele cu rambleu se produce de obicei o sărăcire (diluare) a substanţei minerale utile, prin antrenarea de către cupă a sterilului de pe vatră cum şi pierderi de util mărunt la margini. De aceea este necesară totdeauna o curăţire manuală a vetrei, după ce marea majoritate a materialului a fost evacuat.

In Suedia, în unele cazuri, se utilizează table de oţel aşezate petrecut (în solzi) fără fixare sau şine în direcţia de acţionare a cupei.

La metodele de exploatare care produc volume mari de material ce se evacuează pe aceeaşi cale, în S.U.A., s-au construit vetre betonate.

Productivități. Cifrele ce se pot culege din literatură asupra productivităților realizate cu screperele sînt foarte variate și ating chiar valori foarte mari.

Datele citate de literatura apuseană trebuie privite însă cu oarecare prudență, deoarece de multe ori ele au ca scop și reclama firmelor constructoare de utilaje.

Astfel într-o mină de fier din Michigan productivitatea în subteran se menționează că a crescut de la 2,9 la 5,9 t/post în urma aplicării screperelor.

Intr-o altă mină cu trolii de 35 CP se arată că s-au realizat 100—150 t/schimb.

Pentru o mină de Pb și Zn se indică următoarele realizări (tabela 2).

La o mină din Canada se arată că s-au transportat 500 t/schimb cu un screper de 75 CP și o cupă de 2 m lățime.

Tabela 2

La evacuarea respectiv la transportul cu:	Tone schimb	Posturi prestate	t/post	Costuri, cent./t	
				Total	Energie
Rostogol vagonete de 600 kg:	144	3	48	13	1,2
pe rampă fixă	190	2	95	9	1,5
pe rampă mobilă	182	3	61	9	1,5
Vagonete de 2,5 t pe rampă semi-mobilă	123	2	61	10	1,5
cu transportor cu bandă	200	2	100	8	1,2

Intr-o mină în care se exploatează zăcămîntul în fîșii direcționale ascendente, productivitățile au crescut prin aplicarea screperelor cu 41%, iar prin mărirea înălțimii de abataj cu 11%.

In Norvegia, în mina de fier de la Fosdalen, se realizează la o distanță de acționare de 60 m cu trolii de 50 CP și cupe cu lățimea de 1,6 m — cîte 150 t/schimb.

La o altă mină unde se exploatează prin camere, screperele cu trolii avînd trei tamburi de 20 CP, realizează 33 t/post cu transport la rostogol.

Asupra coeficienților de utilizare a screperelor, atunci cînd se lucrează cu instalații mici la transport de minereu cu granulație mare, se dau următoarele date asupra utilizării timpului într-un schimb:

Pregătiri și încheiere	3%	2,8%
Lucru efectiv	31%	35,9%
Sfărîmarea blocurilor	27%	19,3%
Operații auxiliare	7%	12,8%
Fixarea troliului, scripeților	13%	3,2%
Opriri, diverse	19%	26,0%
Total	100	100,0%

Costuri. In afară de aspectele tehnice ale avantajelor introducerii instalațiilor cu screper, latura economică este aceea care justifică aplicarea lor pe scară tot mai largă. Datele ce s-au putut culege se referă mai ales la cadrul strîmt a operației propriuzise, fără a se evalua cifric efectul economic asupra întregii activități a unității productive.

Creșterile importante de productivitate ce s-au putut realiza la minele unde utilizarea instalațiilor de screper s-a generalizat, s-au arătat mai înainte.

Deoarece costul transportului cu screperele devine de la anumite productivități mai economic decît cel manual chiar la operația în sine, creșterea vitezei de exploatare și extracției este aceea care generează direct reducerea prețului de cost pe unitatea de produs.

Factorii mai importanți care intervin în componența cheltuielilor de transport cu instalațiile de screper sînt următorii: salariile, energia, cablurile, întreținerea și amortismentul.

Astfel pentru o instalație de screper de 20 CP cu o productivitate de 300 t/schimb, costurile se repartizează pe capitole, după cum urmează:

salarii	46,8%
cabluri	20,3%
energie	9,0%
întreținere	6,2%
amortisment	17,7%

La o mină utilizînd screpere cu cupa de 1 t capacitate pentru o distanță de transport de 50 m, costurile s-au repartizat astfel:

salarii	57,0%
cabluri	15,5%
energie	7,3%
întreținere	20,2%

La o altă mină, unde se utilizează trolii de 25 CP, cheltuielile au următoarea componență:

salarii	33,4%
cabluri	17,6%
energie	10,8%
întreținere și amortisment .	38,2%

Pentru cabluri, multe din situațiile asupra prețului de cost fac mențiune specială, deoarece ele intervin cu o pondere destul de mare. In baza unei urmăriri de durată s-a constatat, că în medie, consumul calculat este de 1 m cablu la 15—16 t transportate.

O statistică suedeză din 1944 dă date mai detaliate asupra costurilor de transport, din haldă și subteran, așa cum se vede din tabela 3.

Tabela 3

Repartizarea costurilor pe capitole	Halda Bratfal	Halda Bispberg	Mina Bratfal	Mina Stripe
Trolii	19,3 %	10,9 %	30,3 %	29,5 %
Cupe	8,0 %	4,0 %	10,9 %	—
Cabluri și scripeți	19,9 %	14,9 %	9,9 %	27,8 %
Dinți pentru cupe	6,7 %	11,2 %	—	—
Piese de schimb	5,8 %	12,0 %	—	7,6 %
Salarii	30,8 %	43,6 %	45,0 %	33,6 %
Energie	9,5 %	3,5 %	3,9 %	1,5 %
Total	100 %	100 %	100 %	100 %

O altă situație comparativă asupra costurilor și productivităților realizate cu screpere pneumatice și electrice, cu o mașină de încărcat și manual, este redată în tabela 4.

★

Cu toate că în străinătate instalațiile de screper, ca mijloc de mecanizare a încărcării și transportului, sînt consacrate și eficacitatea lor crește mereu prin îmbunătățirile ce li se aduc, totuși la noi în țară ele sînt abia la începutul aplicării lor.

La o mină din mineritul neferos, unde instalațiile de screper s-au experimentat pentru prima dată în subteran, se exploatează un zăcămînt filonian cu grosimea variind între 1—12 m, prin metoda cu fîșii direcționale respectiv felii orizontale și rambleere. Panourile, respectiv blocurile, sînt delimitate prin galerii pe bază și cap și suitori, au între 40—60 m lungime și 40—50 m înălțime. Abatajul (fîșiilor) pe înălțimi de 2—3 m se face cu explozivi, iar restul operațiilor, evacuarea și rambleerea, manual. Acolo unde grosimea de exploatare depășește 2—3 m, este necesară o sfărîmare secundară a blocurilor rezultate din abataj, blocuri ale căror proporții și dimensiuni cresc cu lățimea și duc la o accentuată scădere a productivităților manuale, cu toate că se face și o sfărîmare secundară cu explozivi.

Rambleerea se face, în general, cu steril adus de la orizontul superior prin intermediul suitorilor ce delimitează panourile. Transportul minereului excavat în interiorul abatajului se face cu roabe sau vagonetul, iar evacuarea prin rostogoluri, pînă la orizontul de bază de unde minereul se încarcă în vagonete care se extrag la zi.

Rambleul necesar, care nu poate fi asigurat din lucrările în steril de cît în mică măsură, se obține prin lucrări executate în acest scop, în culcușul sau acoperișul zăcămîntului.

Aceste lucrări constau dintr-o galerie săpată perpendicular pe direcția zăcămîntului, în

Tabela 4

Tipuri de trolii și de mașini de încărcat / Costuri și productivități	Troliu pneumatic 10 CP	Troliu electric 15 CP	Troliu electric 20 CP	Troliu electric 30 CP	Troliu electr. 50 CP	Troliu electr. 75 CP	Mașina de încărcat Atlas Diesel	Manual	Manual
Salarii k */tonă	0,66	0,63	0,43	0,43	0,19	0,12	0,44	1,08	1,22
Reparații	0,34	0,49	0,27	0,37	0,44	0,15	0,35	—	—
Amortisment	0,05	0,08	0,04	0,07	0,02	0,02	0,08	—	—
Total	1,05	1,20	0,74	0,87	0,65	0,29	0,87	1,08	1,22
Greutatea specific. a mat. t/m^3	2,7	2,7	2,7	2,7	3,44	4,25	3,24	4,25	2,7
t/h și om	5,23	4,57	6,64	5,62	17,20	27,00	6,77	2,38	1,98
t/h și screper	78	69	149	135	129	405	81	—	—
t/** schimb și om	39	34	50	45	129	203	40	18	15
t/an și screper	23000	19000	43000	39000	37000	116600	23300	—	—
t/an și om	11500	9950	14300	13000	37000	58300	11650	5200	4300
Personal de deservire	2	2	3	3	1	2	2	1	1

---

* Coroane suedeze

** Productivitățile nu sînt calculate pentru 8 ore.

dreptul fiecărui rostogol, din care se ramifică o serie de alte galerii săpate cu profil de 7,50—8,15 m². Sistemele acestea de galerii axate pe fiecare rostogol se leagă între ele.

Incărcarea sterilului se efectuează cu ajutorul maşinilor de încărcat PML-5 sau UNIO, iar transportul se face cu vagonete împinse de muncitori pînă la gurile de rostogol. Această metodă a înlocuit sistemul de producere a rambleului din breşe excavate în pereţii abatajului.

Incercările de transport cu instalaţiile de screper s-au făcut concomitent, atît la rambleerea vetrei, cît şi la evacuarea minereului. In acest scop s-au utilizat screperele sovietice L.U.-15 şi B-10 de 8 kW, fabricate în ţară, şi în decurs de 6 luni s-a ajuns la funcţionarea concomitentă a cinci instalaţii.

Troliile s-au instalat pe cadre de lemn de stejar ancorate, iar scripeţii s-au fixat, fie de cîte un stîlp bine întărit în vatră şi tavan, fie de un cablu fixat în pereţii abatajului prin cîrlige bine consolidate cu pene metalice.

Cel de al doilea mijloc oferă posibilităţi mai rapide de schimbare a locului scripetelui de întoarcere, mai ales în abatajele cu lăţime mare. Distanţele la care au fost puse să lucreze screperele nu au depăşit 50 m. Pentru a se asigura o bună vizibilitate trolistului, s-a instalat lîngă fiecare troliu un reflector puternic.

In prima perioadă de experimentare ruperea cablurilor a fost foarte frecventă, depăşind cu mult consumurile normale admisibile. Ele s-au datorat atît ungerii insuficiente, cît şi scripeţilor de ghidare insuficienţi şi pătrunderii cablului între scripeţi şi mînerele lor.

Cu toate că chiar de la începutul aplicării instalaţiilor de screper s-au obţinut productivităţi superioare celor anuale, rezultatele au rămas departe de cele posibile, datorită coeficientului scăzut de utilizare ce s-a putut obţine.

Transportul minereului în abataje. La transportul minereului în abatajele cu lăţime mare, unde erau asigurate cantităţi de minereu suficiente (de ordinul a 800—1000 t) prima dificultate care s-a făcut simţită a fost prezenţa blocurilor mari de minereu.

Atît puterea troliului, cît şi capacitatea cupei, dar mai ales dimensiunile şi rezistenţa la uzură a rostogolurilor, nu au permis transportul blocurilor cu dimensiuni mai mari de 30 cm.

Cu toate că s-a intensificat sfărîmarea secundară a blocurilor abatate, cantitatea de minereu ce se mărunţea nu acoperea cantitatea necesară de transport pentru instalaţia de screper pe timp de 8 ore, iar sfărîmarea lor în timpul schimbului nu era posibilă, deoarece întrerupea munca la locurile apropiate şi înrăutăţea calitatea aerajului prin folosirea explozivilor la această operaţie.

Ce-a de a doua dificultate a constituit-o rostogolurile care sînt susţinute cu lemn de stejar. Chiar atunci cînd transportul se face manual şi rostogolurile sînt prevăzute cu grătare cu ochiuri 20×20 cm, tăria minereului distruge căptuşeala rostogolurilor din întregul panou.

Pentru a le menţine în funcţiune sînt necesare reparaţii frecvente ce se execută cu multă greutate şi în condiţii periculoase. Pentru a se micşora frecvenţa înfundării grătarelor la transportul cu instalaţiile de screper, ochiurile acestora au fost mărite pînă la 30×30 cm şi chiar 35×35 cm, totuşi ele trebuiau desfundate manual după fiecare a doua şi a treia cursă a cupei, ceea ce producea foarte frecvente întreruperi, deci un indice redus de funcţionare.

Cea mai mare dificultate a constituit-o această uzură accentuată a căptuşelilor rostogolurilor şi frecvenţa reparaţiilor necesare, ceea ce a scos din funcţiune instalaţia de screper pe timp mai îndelungat.

Utilizarea instalaţiilor de screper la evacuarea minereului din abatajele mai înguste, cuprinse între 2—4 m, a dat rezultate mult mai bune.

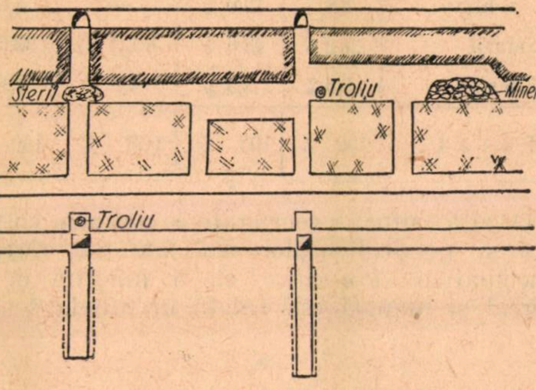


Fig. 9.

Atunci cînd screperul a fost astfel instalat în cît să existe posibilitatea de-a lucra intermitent în ambele sensuri (fig. 9), operaţia de întoarcere a troliului a fost evitată printr-un mijloc simplu şi ingenios şi anume, numai prin întoarcerea manetelor de frînă. In acest fel troliul a lucrat în unul din sensuri cu viteză mare la cursa plină.

Transportul rambleului în abataje. La transportul şi introducerea sterilului în abataje, pentru rambleerea vetrei, instalaţiile de screper au putut să fie utilizate, chiar de la inceput, cu mai mult succes.

Sterilul adus pe la orizontul superior, răsturnat în rostogoluri, poate fi transportat cu uşurinţă deoarece are granulaţie potrivită, datorită pe deoparte metodei de producere a lui, iar pe de altă parte, faptului că acest steril se încarcă la orizontul superior cu ajutorul maşinilor de încărcat sau manual, iar spargerea blocurilor mari se face la locul de extragere. In prima perioadă de aplicare, după ce personalul de deservire al screperelor a cîştigat oarecare experienţă şi volumul defecţiunilor a scăzut, s-a ivit însă discordanţă între posibilitatea de alimentare cu steril a orizontului superior şi capacitatea instalaţiei de screper. Faptul că între locurile de unde se încarcă sterilul şi rostogolul de descărcare este o distanţă de 60—150 m şi că actuala reţea de galerii nu poate asigura un circuit continuu al vagonetelor goale şi pline, constituie o strangulare.

Cu toate că prin concentrarea a 3—4 maşini de încărcat s-a realizat mărirea capacităţii de încărcare, iar prin dirijarea transportului de către persoane special însărcinate cu acest lucru, s-a reuşit să se introducă în abataj 50—55 m³ de steril pe schimb, cantitatea aceasta a acoperit numai 57—80% din capacitatea unui screper cu o putere de 15 kW.

Pentru a se elimina această strangulare, s-a studiat şi pus în aplicare o nouă variantă a metodei de producere a rambleului la orizontul superior în aşa fel ca şi aici transportul să se poată efectua cu instalaţia de screper.

In acest scop reţeaua de camere pentru producerea rambleului se sapă în evantai faţă de rostogolul de descărcare, iar în partea opusă lor se sapă nişele pentru trolii (fig. 9). In felul acesta asigurîndu-se cantităţile de steril în prealabil, alimentarea cu steril se poate face concordant cu capacitatea instalaţiei de screper din abataje.

O altă problemă care se pune odată cu mecanizarea, este organizarea minei pentru o producţie de masă, concentrată însă în mai puţine locuri de muncă. Organizarea extensivă a minei, aşa cum este practicată în prezent, necesită mai mult efort, este mai puţin tehnică şi mai scumpă.

Mecanizarea implică o organizare şi coordonare mai strînsă a eforturilor şi o tehnicitate mai înaltă.

Astfel, problema transportului de minereu pe galeria principală, atunci cînd punctele de încărcare dau o productivitate mare faţă de volumul rostogolurilor, trebuie mult mai atent urmărită pentru a nu se produce stagnări în abataje din cauza negolirii la timp a rostogolurilor.

O altă problemă care se pune tot mai accentuat este insuficienţa personalului calificat de montaj şi întreţinere a reţelelor electrice şi a instalaţiilor mecanice.

Productivităţi şi costuri. Cîteva din productivităţile realizate cu instalaţiile de screpere la transportul de minereu şi rambleu în perioada de experimentare, sînt redate în tabela 5.

Tabela 5

Productivităţi	Minereu, t		Rambleu, m³	
	I	II	I	II
Pe schimb şi screper	6,5	14,6	18,5	20,9
Pe schimb şi om . .	3,2	7,3	9,2	7,3
Coeficient de utilizare, %	12,5	17	23	26
Deservirea	2	2	2	2-3
Manual, pe schimb şi om	2,0	2,6	1,85	1,60

Datele acestea reprezintă productivităţi medii lunare. La minereu, în primul caz transportul s-a făcut într-un abataj cu lăţime de 11 m, iar în al doilea lăţimea a fost 4,5 m.

Cîteva exemple de costuri directe realizate la transportul de rambleu cu instalaţia de screper şi manual, în lei şi procente sînt redate în tabela 6.

Concluzii

După o experienţă de cîteva luni, cu toate lipsurile şi greutăţile inerente începutului, a coeficienţilor de utilizare scăzuţi ce s-au realizat, instalaţiile de screper s-au dovedit a fi mijloacele adecuate de mecanizare a operaţiilor care consumă cel mai mare volum de forţă de muncă în abataj. Fără a putea încă delimita

Tabela 6

	Incărcare cu screperul				Incărcare manuală			
	A		B		A		B	
	Lei	%	Lei	%	Lei	%	Lei	%
Salarii	2,51	50,7	2,37	52,6	2,58	57,4	3,25	67,5
Energie	0,75	15,2	0,70	15,7	—	—	—	—
Materiale	0,85	17,1	0,80	17,8	1,92	42,6	1,56	32,5
Amortisment	0,84	17,0	0,62	13,9	—	—	—	—
Total . . .	4,95	100	4,49	100	4,50	100	4,81	100

în timp trecerea de la faza de experimentare la cea industrială a utilizării lor, din greutăţile întîmpinate pînă în prezent se desprind următoarele concluzii :

1. In afară de instalaţiile de screper cu motoare de 10 şi 15 kW care s-au construit şi cu care se lucrează în prezent, ar fi utile şi instalaţii cu putere mai mare, ca de exemplu cele de tip C-3 sau M-20 cu doi tamburi şi cu motoare de 20,5 kW, construcţie demontabilă, pentru a se uşura transportul lor.

2. Vor trebui de asemenea experimentate screperele cu trei tamburi de tip C-25.

3. De asemenea vor trebui experimentate şi alte tipuri de cupă afară de cele de tipul din fig. 5.

4. Reţeaua de forţă, în prezent separată pentru fiecare instalaţie, va trebui sistematizată prin crearea de reţele principale fixe, dimensionate corespunzător, din care să se ramifice reţelele secundare ale instalaţiilor de screper.

5. Pentru a se evita strangulările existente, datorită lipsei de rezistenţă a lemnului ca material de susţinere al rostogolurilor, acestea vor trebui construite în viitor din piatră sau beton.

6. Va trebui să se experimenteze procedeul de împuşcare milisecundă şi în caz că va da rezultate corespunzătoare din punct de vedere al gradului de mărunţire a minereului să se generalizeze aplicarea lui.

Introducerea pe scară tot mai largă a instalaţiilor de screper în minele de minereuri neferoase va avea drept rezultat o creştere a productivităţii muncii şi implicit o reducere a preţului de cost, indici care condiţionează îmbunătăţirea nivelului de trai al oamenilor muncii.

Bibliografie

Tihonov I. V.: Skrepernaia dostavka na rudnikah tvetnoi metalurghii, Moscova, 1954.

Voroşilin I. R.: Mecanizarea exploatărilor miniere, Editura Tehnică, Bucureşti, 1955.

* * *: Manualul inginerului de mine, vol. III şi IV, Editura Tehnică, Bucureşti, 1952 şi 1955.

* * *: Revista Minelor, nr. 8/1955, Editura Tehnică, Bucureşti.

* * *: Revista Minelor şi Metalurgiei Neferoase, Bucureşti, nr. 6/1953.

* * *: Gornîi jurnal, nr. 9/1951, pag. 36—39, traducere în limba romînă, I.D.T.

Contribuţii la studiul metodei optime de dozare a alicelor la forajul cu alice

Ştefan Stan

In practica de toate zilele a forajului, precum şi în literatura contemporană de specialitate sînt cunoscute trei metode de dozare a alicelor, şi anume :

1. Metoda de dozare integrală.
2. Metoda de dozare periodică.
3. Metoda de dozare continuă.

Mai jos vom face o scurtă analiză a acestor metode.

1. *Metoda de dozare integrală* constă în faptul că pe talpă se dozează o singură porţie de alice care să asigure forajul în limitele unui marş.

Cantităţile de alice care se dozează după

Tabela 1

Categoria de duritate a rocilor, după ETN*)	Cantitatea de alice ce trebuie dozată în funcţie de diametrul de foraj kg				
	130	115	100	85	75
V — VI	8 — 10	7 — 8	4 — 5	3 — 4	2 — 4
VII	12 — 14	10 — 12	8 — 10	6 — 8	4 — 6
VIII — IX	14 — 20	16 — 18	12 — 14	10 — 12	6 — 8
X	20 — 22	18 — 20	14 — 16	12 — 14	8 — 10

---

*) Norme unice tipice (sovietice).

această metodă, în funcţie de duritatea rocilor şi diametrul de foraj după prof. Vozdvijenschi sînt cele indicate în tabela 1.

2. Metoda de dozare periodică. Prin această metodă se dozează la intervale oarecari cantităţi determinate de alice. Cantităţile dozate, precum şi intervalele (de timp) de dozare sînt diferite în diferite regiuni. De fapt, atît cantităţile cît şi intervalele ar trebui determinate experimental, în funcţie de consumul specific de alice pe oră de foraj.

Foarte des se întîlneşte în practică o combinare a metodei integrale şi periodice.

Această metodă prevede o alimentare iniţială cu 30% pînă la 60% a talpei din porţia recomandată pentru dozarea integrală tabela 1) iar apoi, după un interval oarecare de timp (1—3 ore) se dozează porţii suplimentare.

3. Metoda continuă de dozare. La această metodă, alicele se dozează sub forma unui curent egal şi continuu.

Variaţia vitezelor mecanice de foraj în timp pentru diferite metode de dozare a alicelor este arătată în diagrama din fig. 1.

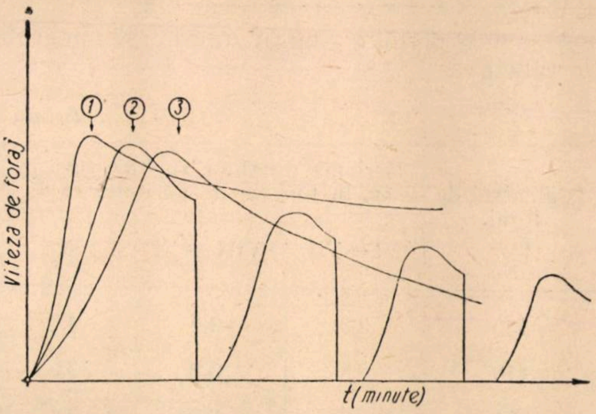


Fig. 1. Variaţia vitezei de foraj în timp pentru diferite metode de dozare ale alicelor de fontă:

1 — alimentarea continuă; 2 — alimentarea periodică; 3 — alimentarea integrală.

De menţionat faptul că în primele etape ale întrebuinţării forajului cu alice (între anii 1926—1930), era răspîndită metoda de dozare în porţii mici. Prin această metodă, iniţial se doza o porţie care să poată acoperi talpa cu un strat de alice şi să mai rămînă un mic exces, care să înlocuiască alicele care au fost deja sparte şi transportate la suprafaţă de către fluidul de circulaţie. Cantităţile de alice care se dozau prin această metodă, în funcţie de diametrul de foraj, sînt expuse în tabela 2.

Tabela 2

Diametrul de foraj, mm	55	65	75	85	100	115	130
Cantitatea de alice, g	50	70	80	80	100	125	150

Datorită faptului că aceste cantităţi (tabela 2) erau suficiente doar pentru un interval foarte scurt de timp, era necesar, ca după fiecare 20—25 minute, să se dozeze noi porţii.

Din toate metodele enumerate, doar metoda de dozare pe marş şi metoda periodică prezintă o importanţă practică. Celelalte metode se întrebuinţează pe o scară mai redusă, sau chiar deloc.

După concepţiile contemporane, avantajele metodei de dozare pe marş faţă de celelalte metode constau în următoarele:

1) mărirea vitezei de foraj pe motivul că alimentarea se face în mod continuu şi uniform şi pe motivul că timpul de alimentare a alicelor este scurt;

2) micşorarea consumului de alice pe metrul săpat din cauză că circulaţia nu se mai face cu un curent puternic de fluid înainte de dozarea unei noi porţii, curent care ar putea antrena în tubul de sedimentare a detritusului, alicele care pot încă produce sfărîmarea rocei, ceea ce are loc în cazul dozării alicelor prin metoda periodică;

3) micşorarea numărului de înţepeniri ale carotei în freză, datorită faptului, că alimentarea tălpii cu alice se face în mod uniform.

Trebuie menţionat însă faptul, că în literatura de specialitate se găsesc foarte puţine date, care ar putea confirma mărirea vitezei mecanice de foraj în cazul întrebuinţării metodei de dozare integrală faţă de metoda de dozare periodică.

Mărirea vitezei comerciale este însă neîndoielnică şi se confirmă prin practica de toate zilele. Această mărire a vitezei comerciale în cazul aplicării metodei de dozare pe marş, se datoreşte nu măririi vitezei mecanice, ci după cum a dovedit practica, micşorării timpului de dozare a alicelor, şi ceea ce este important, simplificării procesului de foraj şi micşorării influenţei calificării maiştrilor sondori asupra vitezei de foraj.

Luînd în considerare faptul că este foarte greu a se determina momentul oportun pentru a doza o nouă porţie, desigur că practicienii vor prefera metoda de dozare pe marş. Astfel se şi explică faptul că metoda de dozare pe marş este cea mai răspîndită metodă în U.R.S.S.

De menţionat, că dacă alimentarea periodică se face bine organizat sau prin intermediul unui alimentator cu alice (pentru reducerea la maximum a timpului de dozare), desigur că vitezele comerciale ale metodei de dozare integrală şi a metodei de dozare periodică vor fi aproape egale, sau chiar mai mare, pentru ultima metodă.

Afirmaţia că în cazul metodei de dozare periodică, spălînd talpa cu un curent mai mare de apă (înainte de a doza o nouă porţie) ar provoca un consum mai ridicat de alice faţă de metoda de dozare integrală, nu corespunde cu stricta realitate. In cazul menținerii unui regim just de spălare, la metoda periodică, cantitatea de alice antrenată la suprafață de către curentul mărit de apă pentru a face o nouă dozare, nu este prea mare, și deci nu poate mări simțitor consumul de alice pe metrul săpat. In același timp la dozarea integrală, consumul de alice trebuie să fie destul de ridicat, datorită unei uzuri puternice a alicelor pe toată durata marșului.

Aceasta se poate de altfel vedea și din comparația consumurilor de alice după S.U.S.N.*), comparație care este redată în tabela 3.

Tabela 3

Diametrul de foraj, mm	Metoda de dozare	Consumul de alice pe metrul săpat în funcție de duritatea rocii, kg				
		VI	VII	VIII	IX	X
115	Periodică . . .	3,8	5,9	8,3	11,5	21,8
	Integrală	4,3	7,5	14,0	23,0	32,5
110	Periodică . . .	3,45	5,2	7,5	10,3	19,6
	Integrală	3,6	6,25	11,0	19,0	27,5

Afirmația că prin metoda integrală se obține o alimentare uniformă este întemeiată. Aceasta datorită faptului, că la începutul procesului de foraj pe talpă se află o cantitate mare de alice și deci talpa va fi alimentată din abundență. Doza de alice va scădea însă în mod permanent și deci talpa va fi alimentată cu o cantitate din ce în ce mai mică de alice.

In bazinul Krivoi-Rog a fost întrebuințată în mod experimental și apoi introdusă la toate locațiile de sondeuze, metoda periodică de dozare a alicelor.

Esența acestei metode constă în următoarele: înainte de a se începe forajul, se dozează pe talpă o cantitate egală cu 60% din porția recomandată pentru metoda integrală (vezi tabela 4).

Tabela 4

Diametrul de foraj, mm	Cantitatea de alice (doza inițială) în kg, în funcție de duritatea rocii		
	VI — VII	VIII — IX	X
130	7,5	11,4	12,6
110	6	9	11
91	5	7	8,5
85	4	6,6	7,8

Experiențele au arătat că această cantitate de alice în mediu, asigură bunul mers al forajului pe un interval de 2,5—3 ore.

Dozarea porției inițiale se face prin interiorul prăjinilor și forajul cu această doză se face în mod obișnuit. După un timp oarecare începe să scadă, se adaugă o porție suplimentară care să asigure forajul în decurs de o oră, după care se repetă din nou dozele suplimentare din oră în oră, până la uzarea completă a tăieturii din freză (ferestrei).

Mărimea porțiilor suplimentare este indicată în tabela 5.

Tabela 5

Diametrul de foraj, mm	Mărimile porțiilor suplimentare, în kg, în funcție de duritatea rocii		
	VI — VII	VIII — IX	X
130	3,0	3,5	4,0
110	2,5	3,0	3,5
91	2,0	2,5	3,0
75	1,5	2,0	2,5

In practică însă, porțiile suplimentare trebuie să fie determinate în mod experimental, în funcție de consumul de alice pe oră de foraj și în funcție de duritatea rocii.

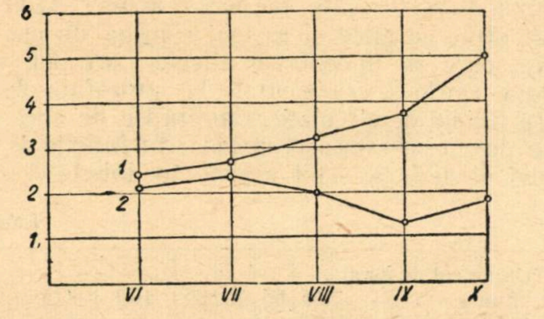


Fig. 2. Variația consumului de alice, în funcție de duritatea rocilor:
1 — după date experimentale; 2 — după normativele SUSN.

---

*) Manual de norme și devize sovietice.

Consumul de alice pe oră pentru roci dure (jaspuri de Krivoi-Rog) şi pentru diametrul de 115 mm este arătat în diagrama din fig. 2.

După cum se vede din diagrama din fig. 2 există o mare diferenţă între normativele S.U.S.N. şi datele experimentale.

Diferenţa aceasta se observă nu numai în valorile absolute ale consumului de alice, însă ceea ce este mai important, în caracterul dependenţei dintre consumuri şi duritatea rocii. După cum se vede din fig. 2 după normativele S.U.S.N. consumul de alice variază foarte puţin, micşorîndu-se treptat pentru rocile mai dure. După date experimentale însă, se observă fenomenul invers, adică odată cu creşterea durităţii rocii, creşte şi consumul de alice.

Această divergenţă principală dintre normativele oficiale şi datele experimentale, desigur nu spune nimic în favoarea normativelor şi de aceea este bine ca practicienii să se conducă după datele experimentale.

Să vedem acum care sînt rezultatele aplicării metodei de dozare periodică în Krivoi-Rog.

In tabela 6 sînt expuse rezultatele comparative ale forajului (Φ= 100 mm) în roci de categoria X şi cu aplicarea metodei periodice şi integrale de dozare a alicelor.

Din analiza datelor cuprinse în tabela 6 se pot trage următoarele concluzii:

1. La o majorare relativ mică a vitezei mecanice de foraj se observă o majorare sensibilă a metrajului realizat pe marş în cazul aplicării metodei de dozare periodică.

2. Metrajul realizat în cazul metodei periodice este mai mare decît în cazul metodei integrale, considerînd că pentru un acelaşi marş s-a dozat aceeaşi cantitate de alice.

Această circumstanţă se poate explica datorită faptului că la metoda de dozare periodică, talpa frezei este alimentată cu alice proaspete care fac ca pe talpă să se găsească schije de dimensiuni mari pe toată durata cursei şi care au o efectivitate mai mare în sfărîmarea rocii, decît schijele cu dimensiuni mai mici.

In cazul dozării integrale, toată porţia de alice este supusă unei măcinări continue, deci are loc o micşorare rapidă a dimensiunilor alicelor, din care cauză şi durata unui marş va scădea simţitor.

Tabela 6

	Metoda de dozare	Cantitatea de alice dozată kg		
		11	21	29
Metrajul realizat pe marş, m	Periodică	0,26	0,40	0,67
	Integrală	0,24	0,36	0,40
Viteza mecanică de foraj, cm/h	Periodică	8,0	9,0	10,0
	Integrală	7,0	10,0	8,0
Uzura frezei, cm/m	Periodică	11,6	10,7	9,2
	Integrală	12,3	12,1	12,2
Consumul de alice, kg/m	Periodică	42,4	52,5	43,4
	Integrală	46,0	58,5	73,0

Tabela 7

	Metoda de dozare	Categoria de duritate			
		VII	VIII	IX	X
Metrajul realizat pe marş, m . .	Periodică	1,94	1,80	0,78	0,44
	Integrală	1,64	1,04	0,68	0,37
Viteza mecanică de foraj, cm/h . .	Periodică	40	36	21	10
	Integrală	40	27	18	9
Uzura frezei (pe înălţime), cm/m săpat	Periodică	1,20	2,9	3,1	12,5
	Integrală	1,20	3,1	4,5	13,2
Consumul de alice, kg/m săpat . .	Periodică	7,9	10,8	17,6	51,0
	Integrală	8,2	11,5	18,5	58,4
Cantitatea totală de alice dozate, kg	Periodică	15,3	12,0	13,0	21,0
	Integrală	15,3	12,0	13,0	21,0

3. Consumul de metal (alice şi freză) este mult mai mic în cazul dozării periodice.

Dacă analizăm datele aceleeaşi comparaţii, însă pentru roci cu duritate mai mică, putem trage concluzii analoage. Datele acestei comparaţii sînt expuse în tabela 7 pentru diametrul de foraj 115 mm şi în tabela 8 pentru diametrul 130 mm.

Tabela 8

	Metoda de dozare	Categoria de duritate				
		V	VI	VII	VIII	IX
Metrajul realizat pe marş, m . .	Periodică Integrală	4,25 5,20	2,60 2,42	1,38 0,96	0,99 0,82	0,68 0,40
Viteza mecanică de foraj, cm/h . .	Periodică Integrală	95 84	59 55	33 29	23 20	20 15
Uzura frezei (pe înălţime), cm/m săpat	Periodică Integrală	3,7 4,9	7,4 7,1	15,3 20,4	18,2 20,2	29,0 35,0
Cantitatea totală de alice dozată, kg	Periodică Integrală	15,8 15,8	19,2 17,2	21,2 19,6	10,0 18,6	19,7 19,7

După cum se vede din tabelele prezentate, metoda periodică de dozare a alicelor este aceea care dă rezultatele cele mai bune.

Din analiza comparativă a celor două metode de dozare expuse, se poate trage concluzia că într-adevăr cea mai productivă metodă de dozare, atît în roci mai puţin dure, cît şi în cele dure, este metoda periodică şi aplicarea ei, pe o scară cît mai largă, face posibilă o simţitoare mărire a productivităţii forajului cu alice.

Trebuie menţionat aici faptul, că metoda periodică, nu poate fi recomandată pentru rocile puternic fisurate sau diaclazate, unde cantitatea relativ mică de alice ce se află pe talpă, se poate pierde în fisuri, provocînd astfel complicaţii în timpul forajului. In afară de aceasta, pentru a face o nouă dozare, este necesar a se ridica toată garnitura de prăjini în aşa fel, ca freza să iasă de pe carotă. In rocile diaclazate, aceasta nu se poate face, pentru că lăsînd din nou garnitura pe talpă, freza se va aşeza pe probă şi o va măcina, reducînd simţitor recuperajul.

De asemenea, prin esenţa ei, metoda periodică măreşte posibilitatea de înţepenire a probei. Aceasta din cauză că dimensiunile alicelor se micşorează în mod permanent (în timp). Odată cu aceasta, diametrul carotei se va mări, tinzînd să se egalizeze cu diametrul interior al frezei şi în momentul unei noi alimentări, alicele dozate (care au dimensiuni mai mari decît cele care se află în acest moment pe talpă) vor împăna proba, care va fi sfărîmată, împiedecînd astfel bunul mers al forajului şi micşorînd recuperajul.

Există azi o părere destul de răspîndită printre tehnicienii noştri, că „nu este absolut necesar a se ridica garnitura de prăjină la o nouă dozare, ci este suficient să se facă două canale în interiorul frezei, pe care alicele vor avea posibilitatea să ajungă pe talpă".

Această părere nu corespunde cu stricta realitate, pentru că în general canalele interioare au o influenţă negativă asupra bunului mers al forajului din cauză că: a) posibilitatea ca alicele să ajungă pe talpă prin aceste canale este mică şi b) se măreşte posibilitatea de înţepenire a carotei.

In sfîrşit trebuie menţionate aici şi părţile negative ale metodei periodice de dozare a alicelor, şi anume:

1. Principalul neajuns al acestei metode este faptul că ea cere o calificare superioară a maistrului sondor pentru a putea determina momentul oportun de dozare a porţiilor suplimentare.

2. În timpul forajului se observă pauze atunci cînd se dozează porţiile suplimentare.

Toate aceste deficienţe însă pot fi uşor înlăturate.

Şi acum, cîteva cuvinte despre metoda continuă de dozare a alicelor, deoarece în cazul acesta trebuie să se facă cu ajutorul unui aparat sau mecanism pentru că numai astfel se poate asigura continuitatea în alimentarea alicelor.

Menţionăm aici că în afară de faptul că alimentarea continuă asigură o majorare a vitezei mecanice de foraj, ea mai înlătură toate deficienţele metodelor de dozare mai sus enumerate.

Mărirea vitezei de foraj în cazul metodei de dozare continuă, față de dozarea periodică, se poate constata din analiza datelor din tabela 9.

Tabela 9

Denumirea rocii	Metoda de alimentare	Metrajul săpat, mm	Viteza mecanică medie, mm/min	Majorarea în % față de metoda periodică
Gneis cu granule de dimensiune medie	Periodică Continuă	200 300	6 9	50
Granit cu granule mari	Periodică Continuă	200 300	8 12	50
Diabaz	Periodică Continuă	200 300	7,2 9,1	50
Dialagit olivinos cu granule medii	Periodică Continuă	200 300	6 9	50,26
Labradorit cu granule medii . .	Periodică Continuă	200 300	6,5 13,5	50,108

Aceste date au fost obținute în mod experimental de către Alexeev N. F. săpînd în roci de diferite categorii. Alimentarea continuă cu alice de fontă s-a făcut manual.

Analizînd datele expuse în tabela 9, se poate trage concluzia că metoda de dozare continuă dă rezultate mai bune decît metoda periodică. Creșterea medie a vitezei mecanice este de 56% în cazul metodei de alimentare continuă.

Metoda continuă de dozare are însă un dezavantaj și anume, faptul că ar fi greu de executat un aparat automat care să reacționeze la schimbările de duritate ale rocii și să schimbe conform cantitatea de alice dozată. Greutățile întîmpinate la construirea unui asemenea aparat au făcut ca această metodă să fie foarte puțin aplicată.

Pentru condițiile de azi, însă cea mai bună metodă este cea periodică și ea trebuie aplicată pe scară cît mai largă, în locul vechei și puțin productivei metode de alimentare integrală.

Metoda de alimentare integrală se poate recomanda ca eficace numai în roci fisurate sau diaclazate.

În ceea ce privește alimentarea, în cazul forajului cu alice de oțel, metoda de dozare integrală este cea mai potrivită metodă, datorită unei uzuri și unui consum foarte scăzut de alice. Astfel, o doză de 500 g de alice asigură bunul mers al forajului pe toată durata unei curse (maximum 6 ore).

Pentru diametre de foraj care depășesc 130 mm, este necesar a se mări această doză, ajungînd la aproximativ 3 kg pentru diametrul de 185 mm.

Pentru a se identifica influența pe care o are cantitatea dozată de alice de oțel asupra vitezei de foraj, s-a făcut în Donbass o serie de experiențe. Aceste experiențe au fost făcute la forajul în gresii cuarțifere (categoria X) cu o apăsare pe talpă de 62 kg/cm^2 de suprafață a bazei frezei.

Rezultatele acestor experiențe, pentru diametrul de 92 mm, sînt indicate în tabela 10.

Din analiza datelor cuprinse în tabela 10, se poate observa că micșorarea cantității dozate (pînă la 0,2 kg) implică o majorare aproape direct proporțională a vitezei de foraj.

Continuînd a micșora porția de alice sub 0,2 kg, după cum s-a observat în repetate rînduri,

Tabela 10

Viteza periferică a frezei, m/s	Debitul de lichid, l/min	Consum de alice, kg/m	Uzura frezei, cm	Metraj mediu săpat m	Timp foraj pur, h	Viteza mecanică de foraj, cm/h	Cantitatea de alice dozată integral
0,52	35—32	0,77	7	0,26	1,00	26	0,2
0,52	35—32	1,10	11	0,73	3,67	20	0,4
0,52	35—32	0,83	6	0,50	2,67	19	0,6
0,52	35—32	0,82	6	0,85	4,83	18	0,7
0,52	35—32	2,38	9,5	0,42	2,50	17	1,0

viteza de foraj scade, iar energia consumată (la motor) crește brusc.

În genere, creșterea vitezei de foraj ca o consecință a micșorării porției dozate, se explică prin faptul că în cazul dozării alicelor în porții mai mici, diametrul puțului se mărește sensibil, făcînd ca o bună parte de energie să se consume irațional (pentru lărgirea puțului). În cazul dozării în porții mai mici, energia se consumă în majoritate pentru avansare și doar în mică parte pentru lărgire.

În consecință, pentru forajul cu alice de oțel, se poate recomanda ca optimă, metoda de dozare pe marș, în porții mici. Pentru diametre de foraj care depășesc 130 mm, este bine ca mărimea dozelor să fie determinată în mod experimental.

În ultimul timp, în U.R.S.S., s-a constatat că dozarea alicelor în exterior (în spațiul inelar dintre tubul carotier și pereții puțului) prezintă o serie de avantaje (mărirea vitezei de avansare și a recuperajului). Aplicarea acestei metode și la noi în țară, mai ales în rocile extradure și diaclazate, ar putea majora simțitor, atît viteza de avansare, care este destul de redusă din cauza întrebuințării unor freze neadecuate (cu inserții de metal dur), cît și a recuperajului.

Așa de exemplu, într-un șantier important de foraj din țară, în roci dure și extradure, unde s-a aplicat metoda de foraj cu alice de oțel, s-a obținut o majorare a vitezei de avansare de circa 5 ori față de metoda de foraj cu freze insertate cu pastile de metal dur. Această cifră este suficientă pentru a atrage atenția asupra acestei metode și pentru a studia posibilitățile de aplicare pe toate șantierele de foraj în roci dure și extradure a alicelor de oțel. Aceasta ar contribui simțitor la mărirea productivității în șantierele de explorări, cît și la o mai rapidă punere în valoare a bogățiilor subsolului patriei noastre.

Noi aparițiuni de scheelit, în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor (III)

Ing. **C. Superceanu**

Prezentul studiu semnalează prezența și extensivitatea mineralizațiilor de scheelit, în întreaga provincie geochimică a banatitelor și în special în cîteva zăcăminte contactpneumatolitice clasice din Transilvania și Banat.

După cum s-a menționat și în primele două părți anterioare ale studiului *), aparițiunile de scheelit, s-au divizat în cinci grupe paragenetice în funcție de caracteristicele lor mineralogice și geochimice precum și de situația lor în provincia geochimică (de la nord la sud):

Tipul I. Mineralizații de scheelit, asociate cu molibdenit și bismutină (și sulfosăruri de Bi, Pb, Cu, Fe, Ag, Te) în scarne granatice wolastonitice și epidotice.

Tipul II. Mineralizații de scheelit, asociate cu magnetit martitizat în scarne andraditice și epidotice.

Tipul III. Mineralizații de scheelit, asociate cu calcit, calcopirită și cobaltină, în calcare metamorfozate și scarne epidotice.

Tipul IV. Mineralizații de scheelit, asociate cu mispichel, tetradimit, bismutină și calcopirită în scarne wolastonitice, vesuvianice și tremolitice.

Tipul V. Mineralizații de scheelit, asociate cu molibdenit bornit — digenit — calcopirită, tetraedrit în marmore și scarne granatice — tremolitice.

În cele ce urmează vom descrie, mineralizațiile de scheelit de tipul IV și V, din Banatul de sud-vest.

IV. MINERALIZAȚII DE SCHEELIT, ASOCIATE CU MISPICHEL TETRADIMIT, BISMUTINĂ ȘI CALCOPIRITĂ, ÎN SCARNE WOLASTONITICE VESUVIANICE, DIOPSIDICE ȘI TREMOLITICE

Zăcămintele de contact, în care s-a identificat prezența unor cristale de scheelit în 1924 de către Al. Koch [9] [10] sînt situate în Banatul sud-vestic, în apropiere de limita complexului cristalin de tip Locva și zona calcarelor de Reșița [2].

Calcarele recifale cretacice (de tip Roll), cu benzi de formațiuni jurasice, sînt străbătute de numeroase apofize de banatite diferențiate, fiind mineralizate și marmorizate pe suprafețe mari.

Prin cercetarea detailată, microscopică, în numeroase secțiuni subțiri, a formațiunilor de scarne și a mineralizațiilor s-au confirmat cele două parageneze ale scheelitului, descoperite de Al. Koch și s-au pus în evidență alte opt tipuri de parageneze.

Materialele cercetate provin din principalele patru aparițiuni de scarne și mineralizații și anume:

---

*) *„Revista Minelor"* nr. 4 și nr. 5, din 1956.

1. Mineralizații de mispichel, bismutină cu apariţiuni de scheelit, minerale cuprifere și complexe, în calcare metamorfozate și scarne wolastonitice-tremolitice-epidotice-diopsidice etc.

2. Scarne cu grosular-hessonit, vesuvian, diopsid-wolastonit și calcit albăstrui, cu mineralizații cuprifere. (Situate la contactul dintre banatite și calcarele cretacice de sub masivul Roll).

3. Calcare marmorizate, cu mineralizație piritoasă-cupriferă (bornit-tetraedrit) și bismutiferă.

4. Calcare marmorizate și scarne wolastonitice-tremolitice cu mineralizație cupriferă.

Studiul microscopic al scarnelor și minereurilor a permis identificarea următoarelor minerale:

Minerale metalice: scheelit, mispichel, glaucodot, lölingit, alloclas, bismutină, tetradimit, molibdenit, blendă, galenă, pirită, calcopirită, bornit, calcosină, tetraedrit, cupru.

Minerale de scarn: wolastonit, calcit, tremolit, diopsid, bustamit, grosular, hessonit, vesuvian, epidot, gehlenit, apofilit, analcim, desmin cuarț și fluorină.

Asupra wolastonitului, diopsidului, vesuvianului, și apofilitului de la Ciclova s-au efectuat multe lucrări cristalografice, roentgenografice și chimice, de către autori străini [1], [6], [9], [11] încît aceste minerale de scarn au devenit clasice în Europa.

Minerale metalice

Scheelitul ($CaWO_4$) sub formă de cristale de 2—30 mm, cu habitus octaedric (111) (110) și prismatic, s-a identificat în special în scarnele wolastonitice-tremolitice cu calcit și sulfuri-arsenuri de Fe-Bi-Cu, adică în parageneza I din cele patru tipuri de mineralizație menționate.

Alături de cristalele hipidiomorfe și idiomorfe, scheelitul mai apare sub formă de concentrațiuni nodulare și filonașe. Este incolor, alb și galben, strălucitor. A fost pus în evidență în secțiuni subțiri, executate în scarne, fiind uniax pozitiv, caracterizîndu-se printr-o birefringență anormală; $N_e - N_o = 0{,}016 - 0{,}017$. Scheelitul este asociat cu mineralele metalice și de scarn în următoarele parageneze:

— Parageneza $CaWO_4—CaSiO_3—CaCO_3—CaMgSi_2O_6$. In nici un zăcămînt de contact din provincia geochimică a banatitelor, asociația dintre wolframatul, silicatul și carbonatul de calciu este mai strînsă ca în cazul de față. Excesul de Ca^{+2} este absolut evident (fig. 1, 2, 3).

In scarnele wolastonitice, cristalele idiomorfe mari (2—20 cm) de scheelit (albe, cenușii sau gălbui) cu conture hexagonale, situate printre agregatele aciculare-radiare de wolastonit, în masa de calcit cenușiu cu incluziuni microscopice de diopsid, tremolit și epidot. In aceleași spații sînt localizate impregnațiuni de minerale sulfuroase cupro-bismutifere. Scheelitul se mai situează în interstițiile dintre cristalele aciculare de wolastonit sau în geodele scarnului wolastonitic, fiind asociat cu tremolit, zeoliți, sulfuri bismutifere, pirită etc.

Aceeași parageneză — însă cu predominare $CaCO_3$ — se ivește și în calcarele marmorizate cu bobul mare și parțial scarnizate. Scheelitul este idiomorf cu Ø = 1—4 mm. Marmora are culoarea cenușie și conține incluziuni de diopsid, wolastonit, granați, ankerit etc.

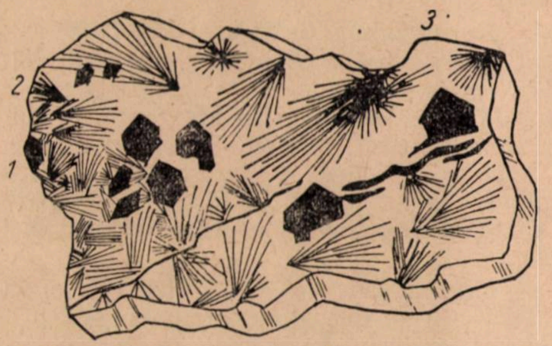


Fig. 1. Eșantion de scarn wolastonitic (2), cu cristale de scheelit (1) și calcit (3).

— *Parageneza* $CaWO_4—CaCO_3—Ca_2 (Al, Fe)_3 (OH) (SiO_4)_3$. In unele cazuri bancurile de calcare mesozoice marmorizate, sînt străbătute de filoane de epidot, pe direcțiile stratificației. Epidotul conține incluziuni microscopice de calcopirită, calcosină, tetraedrit și (foarte sporadic) mici cristale granulare de scheelit. (1—2 mm)

— *Parageneza:* $CaWO_4 — Ca_4Mn_2 (Si_3O_9)_2 — Ca_3 Al_2 (SiO_4)_3$ In scarnele bustamitice cu grosular, scheelitul apare asociat cu wolastonitul și agregate fibroase radiare roze de bustamit, cu calcit, grosular, tremolit, calcopirit și minerale de bismut. Cristalele granulare de $CaWO_4$ au 0,5—2 mm.

— *Parageneza:* $CaWO_4 — Bi_2S_3 — Bi_2Te_2 — CuFeS_2$ (Al. Koch) [9]. In această parageneză scheelitul formează cristale incolore, de 1—3 mm, idiomorfe, depuse pe bismutină și tetradimit, fiind descrisă de Al. Koch în 1924 [9].

— *Parageneza:* $CaWO_4 — FeAsS — ZnS — CuFeS_2$ (Al. Koch). Aceasta a fost prima parageneză în care s-a identificat scheelitul, în zăcămintele de contact din provincia banatitică [9]. Cristalele de $CaWO_4$, idiomorfe, galbene de 2—6 mm, fiind depuse pe mispichel. Parageneza este contactpneumatolitică-catatermală. Mispichelul conține incluziuni microscopice de blendă, calcopirit, lollingit, bismutină, tetraedrit, bornit etc.

— *Parageneza:* $CaWO_4 — (Fe, Co) AsS — FeAs_2 — Bi_2S_3 — CuFeS_2$, la care se adaugă uneori și CaF_2, este specifică minei de la Baron—Speis, unde mineralizațiile arsenopiritice și bismutifere predomină.

Această asociație este extrem de rară; granulele de scheelit sînt vizibile numai la microscop. Mineralele metalice și scheelitul, sînt înglobate în cuarț și tremolit. Mispichelul și celelalte arsenuri formează cristale rombice idiomorfe (1—6 mm), bismutina și calcopirita, plaje neregulate. Cele trei minerale arsenifere FeAsS — (Fe, Co) AsS — $FeAs_2$ se pot separa bine numai chimic sau microchimic. Mineralele din grupa glaucodotului și aloclasului s-au identificat microchimic cu α — aminopiridină + NH_4CNS, după ce în prealabil au fost ușor corodate cu $HCl + HNO_3$.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — Bi_2Te_2S — ZnS — Cu_5FeS_4 — $CuFeS_2$. Impregnațiunile de minerale cupro-bismutifere din scarnele tremolitice-diopsidice cu zeoliți, studiate la microscop ne prezintă structuri eutectice și de desamestec ale sistemelor Bi_2Te_2S — Cu_5FeS_4 și ZnS — $CuFeS_2$. In sulfuri și la limita lor cu scarnul s-au găsit cîteva cristale milimetrice, gălbui de scheelit.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — MoS_2 — Bi_2Te_2S $CuFeS_2$, în scarne tremolitice wolastonitice și bustamitice ; ne reamintește de o parageneză perfect analoagă de la contactul Blidarului ; confirmîndu-se astfel încă odată strînsa legătură metalogenetică dintre zăcămintele de contact din Transilvania și Banat.

Printre agregatele fibroase de tremolit și wolastonit, sînt diseminate paiete și rozete de molibdenit, nodule și infiltrațiuni de sulfuri de Cu-Bi, și foarte rar cristalite incolore (0,5—1 mm) de scheelit.

— *Parageneza:* $CaWO_4$ — CaF_2 — $Ca_3Al_2(SiO_4)_3$ — $CaCO_3$ — Vesuvian. Prin examinarea sistematică a unui număr apreciabil de secțiuni subțiri (peste 100 buc.) din scarnele granatice cu calcit și vesuvian, s-au identificat în cîteva secțiuni, incluziuni hipidiomorfe (granulare) de scheelit și fluorină (0,2—0,8 mm), care s-au recunoscut prin caracterele lor optice tipice. Scarnul este constituit din aglomerări de idioblaste (5—30 mm) de grosular (verzui), hessonit (galben) însoțite de vesuvian (brun), într-o masă fundamentală de calcit albăstrui. Din cauza alternanțelor de culori, eșantioanele de scarne au aspect foarte decorativ.

În calcit sînt distribuite cristale prismatice bipiramidale de vesuvian verde (II), microlite prismatice de diopsid, grupuri de $CuFeS_2$ — Cu_2S, fascicole microradiare de wolastonit și — extrem de rar — granule de fluorină și scheelit.

Dintre toate paragenezele schițate, numai în scarnele wolastonitice scheelitul este mai bine dezvoltat și mai frecvent, asociațiile sale cu mineralele metalice — deși sînt numeroase — nu au decît un interes pur mineralogic.

Mispichelul (FeAsS), formează mase compacte, în scarne plagioclazice, granatice, epidotice-calcitice ; fiind printre mineralele cele mai răspîndite. Fenomenul de arsenopiritizare al rocilor banatitice — în general atît de rar — aci apare frecvent.

Cristalele pseudorombice (010) (001) de mispichel (1—6 mm) sînt asociate cu blenda, calcopirita, bismutina, tetraedritul și bornitul fiind substituit de acestea. Termenii cobaltiferi (glaucodot, alloclas) de tip (Fe, Co) AsS și (Co, Fe) (As, Bi)S, conțin 22—31% Co, 0,1—1% Bi (probabil din impurități mecanice), 5—10% Fe, 40—43% As, 18—22% S și 1—300 g Au/T, putîndu-se repera cel mai bine prin analiza chimică.

Mineralele de Bismut, adică bismutina (Bi_2S_3) și tetradimitul (Bi_2Te_2S) formează impregnațiuni, nodule și plaje (1—5 mm) neregulate în scarnele tremolitice-wolastonitice, fiind constant întovărășite de minerale cuprifere și uneori de scheelit. În exploatările din secolul trecut s-au extras eșantioane masive de tetradimit, expuse și astăzi prin muzeele de la Viena și Budapesta. Tetradimitul de la Ciclova — conform unor analize mai vechi — conține 59—61% Bi, 33—36% Te, 4—5% S și 1—2% Se. După cum s-a mai amintit sistemul Bi_2Te_2S — Cu_5FeS_4, formează structuri eutectice și de desamestec foarte ilustrative.

Mineralele cuprifere, reprezentate prin sistemul $CuFeS_2$ — Cu_5FeS_4 — Cu_2S — Cu_3SbS_{3-4}, sînt larg și extensiv distribuite în toate mineralizațiile din regiunea Ciclova. Sînt asociate cu toate mineralele metalice și de scarn identificate în această regiune mineralizată. Mineralele de oxidație, ca malahitul, azuritul, cupritul, crisocolul și chiar cuprul metalic sînt destul de frecvent întîlnite. Cele mai importante acumulări cuprifere au fost exploatate în sec. XVIII-lea, în calcare marmorizate și scarne granatice-wolastonitice.

Sulfurile complexe, adică sistemul : PbS — ZnS — FeS_2 — $CuFeS_2$, sînt slab dezvoltate în dealul Colilia, unde formează filonașe de blendă-galenă argentiferă ce străbat formațiunile de contact.

Minerale de scarn

Wolastonitul ($Ca_3Si_3O_9$) sau $CaSiO_3$, de la Ciclova a fost studiat (optic, cristalografic, roentgenografic și chimic) de mai mulți autori. [11] [14] etc. Agregatele radiare-aciculare albe au lungimi de 1—10 cm, și formează uneori cuiburi în marmore. Microscopic se caracterizează prin (—) $2V = 40^0$, $N_g - N_p = 0{,}014$, proprietățile optice variind în funcție de poziția mineralului în sistemul $CaSiO_3$ — $MnSiO_3$ — $FeSiO_3$.

Împreună cu volastonitul apare și bustamitul (Wolastonit manganifer) cu formula apropiată de termenul $Ca_4Mn_2(Si_3O_9)_2$, care este fibros, de culoare roză, cu (—) $2V = 44^0$. Mineralele din grupa volastonitului-tremolitului și bustamitului sînt asociate cu majoritatea mineralelor metalice inclusiv scheelitul.

Grosularul $Ca_3Al_2(SiO_4)_3$ și **Hessonitul,** adică granații calco-aluminoși sînt prezenți și aici ca și în întreaga provincie banatitică. Sînt de caloare verzuie, galben de sulf, şi brună, forma predominantă fiind cea de dodecaedru romboidal (110); cristalele au 2—30 mm diametru. Diopsidul şi vesuvianul însoţesc peste tot granaţii (fig. 4). S-au întîlnit şi pseudomorfoze de vesuvian după granat (grosular).

Vesuvianul $Ca_{10}(Mg, Fe)_2Al_4(OH)_4(SiO_4)_5(Si_2O_7)_2$, are două moduri de prezentare:

— Vesuvian brun (I), ce formează mase compacte („Vesuvianfels“) asociate şi intim concrescute cu grosular şi hessonit.

— Vesuvian verde (II), sub formă de cristale patratice prismatice mici (1—5 mm) însă cristalografic bine dezvoltate (110) (111) (001), în calciul albăstrui.

Calcitul ($CaCO_3$) este larg răspîndit, avînd două moduri de apariţie şi anume:

— Calcit „rezidual“ — în concepţia lui Abdulaev-Levin —, din masa scarnelor, în care s-au individualizat granaţii, vesuvianul, diopsidul etc. Are culoare albă, cenuşie sau albăstruie prezentînd lamele de maclă după 3 direcţii, în special după (1011) (0112) şi (1010), fiind ciuruit de incluziuni micronice de minerale de scarn şi de lichide. Reprezintă resturile de calcar necombinat sub formă de silicaţi de scarn. Tranziţia înspre marmore şi calcarele neafectate de contact este continuă.

Coloraţia albăstruie intensă şi foarte frumoasă, a calcitului din scarnele grosularice-hessonitice şi vesuvianice, se datoreşte parţial efectelor de presiune (ce au provocat lamelări de maclă după mai multe direcţii) cauzate de creşterea granaţilor, apoi incluziunile micronice de minerale străine şi globulele de lichide precum şi altor cauze.

— Calcit hidrotermal, alb, incolor sau aur, foarte bogat în forme, asociat cu sulfurile, cuarţul, fluorina şi zeoliţii (analcim, apofilit, desmin). Filonaşele de calcit se infiltrează frecvent printre mineralele de scarn.

Consideraţiuni metalogenetice şi geochimice

Din compoziţia mineralogică a minereurilor şi a scarnelor, reiese destul de lămurit, analogiile dintre zăcămîntul de contact de la Ciclova şi contactul Blidarului, din Transilvania.

Un singur element însă imprimă un caracter deosebit mineralizaţiilor de la Ciclova, — *arsenul* (fixat în mispichel, lollingit, alloclasglaucodot etc.).

In nici unul din zăcămintele de contact din R.P.R., mispichelul nu apare atît de frecvent. In Europa numai zăcămîntul de la Reichenstein din Silezia, aparţine acestui tip.

Arsenul substitue la aceste mineralizaţii, sulful, astfel că procesele de piritizare sînt înlocuite de procese de arsenopiritizare.

In vecinătatea contactului — la mineralizaţiile de tipul I — banatitele porfirice sînt arsenopiritizate, adică pasta microcristalină, este substituită metasomatic prin mispichel. Ca urmare a acestui proces au rezultat concentraţiuni masive de mispichel, cu incluziuni de fenocristale de plagioclazi (zonaţi şi maclaţi) de 2—14 mm. Acest fenomen este foarte rar citat în literatură.

Prin metamorfozarea calcarelor, s-au format scarne wolastonitice, diopsidice, tremolitice, granatice şi vesuvianice mineralizate cu mispichel, scheelit, bismutină, tetradimit, minerale cuprifere etc.

— Elemente mesotermale: Pb-Ag, Zn-Cd, Sb şi Cu.

— Elemente contactpneumatolitice-catatermale: W, As, Mo, Bi, Te, Cu şi Fe.

Elemente mesotermale: Pb-Ag, Zn-Cd, Sb şi Cu.

Succesiunea de cristalizare: plagioclazi, diopsid, granaţi, wolastonit-bustamit, mispichel-lollingit-glaucodot, scheelit, molibdenit, bismutină, tetradimit, vesuvian, epidot-gehlenit, calcopirită, pirită, calcit, fluorină, bornit, blendă, galenă argentiferă, calcosină, tetraedrit, calcit II, apofilit, analcim şi desmin.

Prin alterarea mineralelor primare s-a format o serie de minerale de oxidaţie ca spre ex. cupritul, cuprul, carbonaţii bazici de cupru, sulfaţi de Cu-Pb-Zn, şi chiar telur, argint şi argentit (rarităţi mineralogice).

Paragenezele geochimice ale wolframului sînt:

— *Asociaţia:* W-Cu-Si, cea mai extensivă şi cu cristalele de scheelit cele mai bine individualizate, în scarnele wolastonitice.

— *Asociaţia* W-As-Fe-Zn-Cu, scheelit pe mispichel, cu incluziuni de blendă-calcopirită.

— *Asociaţia:* W-Bi-Te-Cu, în scarne walostonitice cu tetradimit-bismutină-calcopirită.

— *Asociaţia:* W-As-Fe-Co-Bi-Cu, cristale de scheelit, depuse pe mispichel, glaucodot, bismutină şi calcopirită.

— *Asociaţia:* W-Mo-Bi-Te-Cu, în scarnele tremolitice cu molibdenit, scheelit, tetradimit şi bornit.

Analizele spectrografice preliminare au stabilit două tipuri de scheelit; — un scheelit pur, şi un mineral din grupa molibdoscheelitelor $Ca(W.Mo)O_4$, cu mai mult molibden, ce gravitează spre mineralele din seria seirigitelor-povelitelor.

MINERALIZAŢII DE SCHEELIT, ASOCIATE CU MOLIBDENIT, BORNIT — DIGENIT — CALCOPIRITĂ, TETRAEDRIT ÎN MARMORE ŞI SCARNE GRANATICE — TREMOLITICE

Continuitatea apariţiunilor mineralogice de scheelit, s-a verificat şi în sudul provinciei geochimice, în Banatul de sud (vest) în care wolframul este foarte slab reprezentat.

Zăcămintele de contact cuprifere, sînt localizate în zonele de contact dintre calcarele jurasice (aparţinînd faciesului recifal al jurasicului mijlociu şi superior).

La limita vestică a zonei mineralizate este intercalată o bandă de calcare triasice fosilifere de tip alpin (anisian), aşezată peste permian.

Banatitele formează două corpuri mari alungite (reprezentate prin granodiorite) și o serie de apofize și digitații, ce au metamorfozat intens bancurile de calcare.

Mineralizațiile cuprifere (cu apariţiuni sporadice de molibdenit şi scheelit) sînt de tip metasomatic în calcare și (mai rar) de tip contact-pneumatolitic în scarne granatice-tremolitice.

Minerale metalice: calcopirită, pirită, bornit, digenit, calcosină, tetraedrit, molibdenit, scheelit, blendă, galenă, aur, pirotină, magnetit, oligist, hematit.

Minerale de oxidație: cuprit, piroluzit, psilomelan, ilsemanit, smitsonit, calamină, cerusit, malahit-azurit, cupru, anglezit, gips, calcantit, wulfenit, piromorfit etc.

Minerale de scarn: granați (grosular-andradit) tremolit, actinot epidot, plagioclazi, diopsid-hedenbergit, augit, hornblendă, wolastonit, cuarț, calcit, dolomit, ankerit, fluorină, apofilit etc.

Scheelitul ($CaWo_4$) a fost identificat, în cîteva cristalite (0,2—0,6 mm), cu aspect granular, asociate în special cu molibdenitul. Din materialele cercetate pînă în prezent, s-au putut preciza numai două parageneze ale scheelitului.

— *Parageneza:* $CaWo_4$-MoS_2-$CuFeS_2$-SiO_2-$CaCO_3$-$CaMgSi_2O_6$ — $Ca_2\ (Al,Fe)_3\ (SiO_4)_3$. În apropierea contactului, granodioritul este străbătut de cîteva filonașe de aplite banatitice, cu calcit-diopsid-epidot și incluziuni sporadice de molibdenit, calcopirită și scheelit. Granulele de scheelit au 0,3 mm, fiind foarte rar întîlnite — a fost necesară prepararea unui număr mare de secțiuni subțiri — prin această rocă diferențiată și afectată de contact — pentru a se putea găsi la microscop cîteva cristale de $CaWO_4$.

— *Parageneza:* $CaWO_4$-MoS_2-$CuFeS_2$-Cu_3SbS_{3-4}-$CaCO_3$. In calcarele bituminoase marmorizate, impregnate cu molibdenit — de culoare cenușie negricioasă — s-au identificat și cîteva microlite de scheelit (0,04—0,2 mm). Ulterior individualizării molibdenitului și scheelitului, marmora bituminoasă a fost mineralizată (impregnată și metasomatizată) cu calcopirită și tetraedrit, bornit și digenit. Unele eșantioane din această marmoră cu molibdenit, conțin 0,02—0,03 % W, fără a se identifica prezența scheelitului.

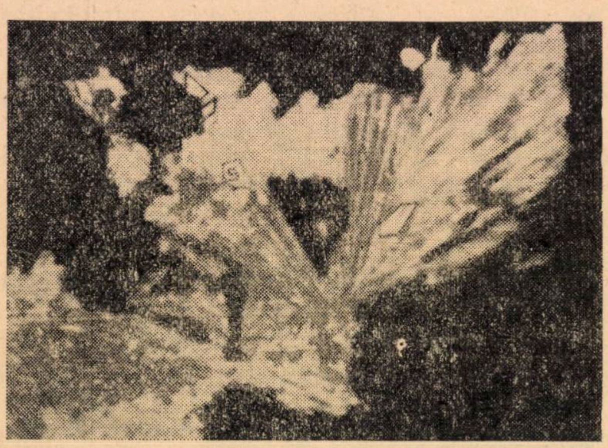


Fig. 2. Cristale aciculare, radiare de wolastonit, cu incluziuni de scheelit (S, alb). (Negru = calcit) (Secțiune subțire, + N, mărire 100 ×)

Molibdenitul (MoS_2), apare sporadic, însă mai frecvent decît scheelitul în următoarele formațiuni:

— în aplite banatitice, cu calcit-diopsid-epidot și calcopirit.

— în scarne granatice, cu bornit-calcopirită.

— în calcare bituminoase marmorizate.

Paietele și agregatele radiare de molibdenit, au 0,5—3 mm; s-au găsit însă și aglomerări de zeci de cm³. Molibdenitul și scheelitul, din mineralizațiile de la Sasca-Montană sînt — în faza actuală — de interes pur mineralogic.

Mineralele cuprifere, reprezentate prin sistemul $CuFeS_2$-Cu_5FeS_4-Cu_9S_5-Cu_2S-Cu_3SbS_{3-4}, alături de pirită, predomină fiind caracteristice pentru zăcămîntul de la Sasca. Formează corpuri mari (neregulate), metasomatice, filoane și impregnațiuni (cu caracter mesotermal) în calcare. Impregnațiunile din scarne sînt frecvente, însă nu alcătuesc mase importante. Zonele mai bogate ale zăcămintelor cuprifere au fost intens exploatate în sec. XVIII-lea.

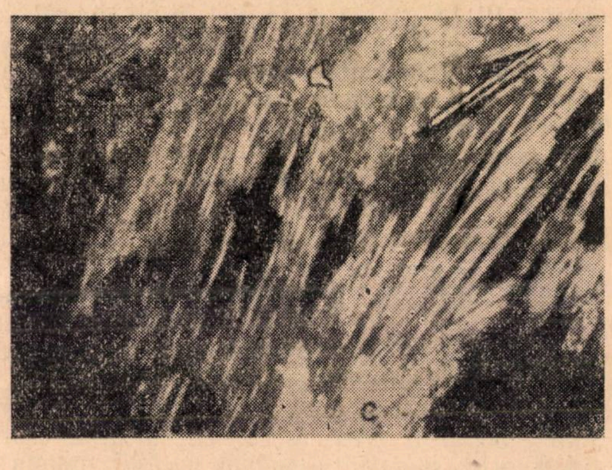


Fig. 3. Agregate aciculare și fascicole de cristale de wolastonit, cu incluziuni de scheelit (alb) în masă de calcit (negru). (Secțiune subțire + N, mărime 150 ×)

Mineralele de fier (magnetit, oligist, hematit) sînt prezente, fiind lipsite de importanță economică.

Mineralele de scarn, sînt variate, însă nu au o dezvoltare atît de puternică ca în zăcămîntul Ocna de Fier, spre exemplu.

Scarne granatice-diopsidice, alternează cu scarne tremolitice-wolastonitice-actinotice și cu zone de calcare epidotizate. Toate scarnele sînt străbătute de filonașe hidrotermale de calcit, cuarț, uneori dolomit, ankerit, fluorină, zeoliți și sulfuri cuprifere.

Nu este cazul aici să aprofundăm studiul mineralelor de scarn, care după cum s-a văzut — sînt foarte numeroase.

Consideraţiuni metalogenetice şi geochimice. Zăcămintele cuprifere, cu apariţiuni de molibdenit şi scheelit, de la Sasca-Montană din Banatul de sud-vest, sînt de tip contactmetasomatic şi contactpneumatolitic, fiind derivate de la banatite granodioritice.

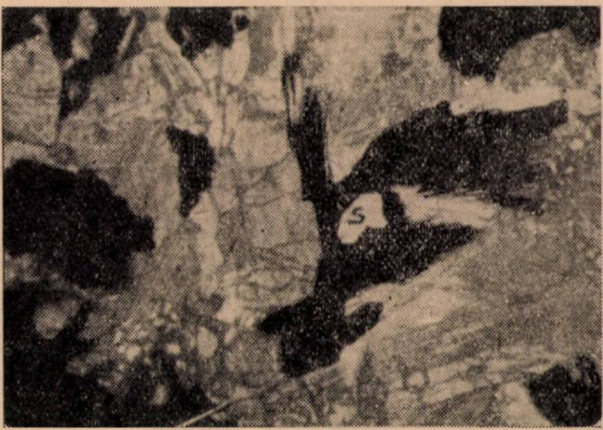


Fig. 4. Scarn granatic-diopsidic cu scheelit (alb, S) (Secţiune subţire + N, mărire 80 ×)

Succesiunea de cristalizare este următoarea: plagioclazi, diopsid-hedenbergit, augit, granaţi, magnetit, wolastonit, tremolit, actinot, hornblendă, epidot, oligist, cuarţ pirită, molibdenit, scheelit, bornit-calcopirită-digenit, calcit, calcosină, tetraedrit, fluorină, dolomit, ancherit, apofilit, zeoliţi etc.

Elemente ale scarnelor: Si, Ca, Al, Mg, Fe.

Elemente contactpneumatolitice-catatermale: Mo, (Cu) (W) Fe.

Elemente mesotermale: Cu, Fe (FeS_2), Zn, Pb, (Au) (Sb).

Parageneza geochimică caracteristică este: Cu-Fe-(Mo)-(W). După cum s-a mai subliniat, ivirile sporadice de scheelit, din acest zăcămînt, au interesat pur mineralogic, fiind lipsite de orice valoare economică.

CONCLUZII GENERALE

În cele trei părţi ale studiului se dau rezultatele preliminare ale cercetărilor, executate în intervalul 1954—1956, asupra zăcămintelor de contact din provincia geochimică a banatitelor, în care s-a identificat prezenţa scheelitului.

Tipul II (publicat în Revista Minelor nr. 5/1956) este reprezentat prin mineralizaţiile de scheelit, asociate cu molibdenit şi bismutină (subordonat cu sulfosăruri de Bi, Cu, Pb, Fe, Te) — în scarne granatice diopsidice şi wolastonito-tremolitice — puse în evidenţă în zona de contact din masivul Blidarului (Transilvania) încă din 1952, de către Ovidiu Maieru.

(Tipul II (Revista Minelor Nr. 5) reprezentat printr-un grup de mineralizaţii din Banatul estic — Poiana Ruscă (Tincova, Nădrag, Ascuţita etc.) în care scheelitul apare sub formă de cristale mari, fiind asociat cu magnetit martitizat, în scarne andraditice şi epidotice. Tot la acest tip se integrează şi apariţiunile de scheelit, din scarnele piroxeno-amfibolice, din zona Dognecea — Ocna de Fier.

Tipul III (Rev. Minelor Nr. 5) s-a identificat pentru prima dată în masivul Tîlva Mică şi Valea Racoviţa, de la Oraviţa (Banatul de S V). Filoanele de calcit, cu scheelit, cuarţ, epidot, calcopirită, molibdenit, şi cobaltină, traversează autoscarne banatitice şi calcare epidotizate.

Tipul IV, caracteristic pentru Ciclova, este reprezentat prin mineralizaţii de scheelit, asociate cu mispichel, tetradimit, bismutină etc. în scarne wolastonitice — tremolitice şi granato-vesuvianice.

Tipul V, de la Sasca Montană (Banatul de S V), în care scheelitul este în parageneză cu molibdenitul şi mineralele cuprifere (calcopirit, bornit, digenit, calcosină, tetraedrit), în calcare marmorizate şi scarne tremolitice — granatice.

Prin studiile mineralogice şi geochimice, comparative ale acestor cinci tipuri principale de parageneze (şi mineralizaţii) de scheelit reies următoarele concluzii:

1. Rocele eruptive banatitice, de tip granodioritic semiacid (precum şi diferenţiatele acide şi faciesurile efusive) sînt apte de a genera la contactul lor cu calcarele sau cu cristalinul, scarne cu mineralizaţii de scheelit. Fenomenele de asimilaţie a calciului şi procesele de contaminare ale banatitelor sînt în strînsă legătură genetică cu separarea scheelitului.

2. Scheelitul poate fi asociat paragenetic cu cele mai variate tipuri de scarne; adică în scarne granatice (andraditice, hesonitice, cu grosular etc.), wolastonito-tremolitice, piroxenice (augit, diopsid-hedenbergit), epidotice-vesuvianice, amfibolice (actinot, glaucofan, hornblendă), flogotipice şi cuarţo-calcitice. (cu fluorină).

3. Scheelitul apare asociat cu minerale metalice foarte variate:

— cu oxizi de fier (magnetit, oligist, hematit, martit, maghemit), (parageneza geochimică Fe^{+3}—W), de tip contacpneumatolitic, formaţi în ambianţă oxidantă. (Ex. Tincova, Valea Bîrnelor mici).

— cu sulfuri de molibden şi bismut (parageneza geochimică Mo-W-Bi) de tip contactpneumatolitic — catatermal, în mediu sulfuros. (Ex. Blidar).

— cu arsenuri şi telururi (şi sulfosăruri de Bi, Cu, Pb, Te,Fe, Ag etc.) cata-mesotermale (Parageneza geochimică W-Bi-As-Te-Co-Pb-Zn etc.). (Ex. Ciclova, Blidar, Racoviţa) anionii fixatori ai metalelor fiind As, Te, S, Se şi Te.

— Cu sulfuri şi sulfosăruri cuprifere şi complexe cu pirită (parageneza geochimică W-Cu-FeS_2 — (Mo)-Pb-Zn), de tip cata-Mesotermal, (Ex. Sasca, Ciclova, Dognecea).

4. Cercetările de laborator şi corelaţiile de pe teren, au stabilit că scheelitul din diferitele apariţiuni, prezintă un domeniu larg de precipi-

tare, ce se extinde din faza contactpneumatolitică pînă în cea catatermală (şi chiar mesotermală). Fenomenul este explicabil datorită paragenului geoenergetic, al scheelitului P=2 (după A. E. Fersman) care justifică paragenezele $CaWO_4$ cu sulfurile hidrotermale.

Analizele chimice şi spectrografice, precizează poziţia mineralului în grupa scheelitelor comune (77,43—78,22% WO_3, 18—65% CaO) cu uşoare tendinţe de apropiere în spre molibdoscheelite Ca (W, Mo)O_4, datorită conţinuturilor de 0,5—1,47% MaO_3. Molibdenitul şi Nb, Bi, substitue isomorf wolframul, iar grupul Ce Y, Sr, substitue calciul.

Elementele V, Ti, Fe, Mn, Mg, Cu, Pb, Ba, ocupă o poziţie ambiguă, ele putînd fi prezentate ca impurităţi, ce în alte cazuri pot substitui endocriptic elementele constitutive ale scheelitului.

Concluzia generală ce se desprinde, este că scheelitul poate apărea în toate tipurile de scarne şi asociat cu cele mai variate minerale metalice — chiar dacă în faza actuală s-au identificat numai apariţiuni de interes mineralogic, însă distribuite în întreaga zonă mineralizată — factori ce deschid perspectivele existenţei unei concentraţiuni mai mari de wolfram în provincia geochimică a banatitelor.

Bibliografie

[1] *Barnic M.:* Naturw., 23 (1935), p. 772.
[2] *Codarcea Al.:* An. Inst. Geol. al Rom., T XX. Buc., 1940.
[3] *Cotta v. B.:* Erzlg. in Banat u. Serbien, Wien, 1864, Braumüller.
[4] *Doll E.:* Verh. d.k.k. geol., Reichs Anst., 1874, p. 41.
[5] *Doll E.:* Tschermak's Miner. Petrogr. Mitt., Wien 4 (1874), Nr. 1.
[6] *Doll E.:* Tschermak's Miner. Mitt. (1879), p. 91.
[7] *Halavats G.:* Foldt. Kozl. XV 1885, p. 510.
[8] *Halavats G., Schreter Z.:* Erl. z. geol. Spez. Karte d. L. d. ung. Kr., Budapest, 1916.
[9] *Koch A.:* Földt. Kozl. 54, Budapest, 1924.
[10] *Koch A.:* Neues Jahrb. f. Min. Geol. u. Pal., 1926, II H-3.
[11] *Liffa A.:* Math. es term. Ert., 42 (1925), p. 226.
[12] *Mauritz V.:* Bull. Sc. Ec. Polit. Timişoara, Nr. 1—2, p. 118 (1930).
[13] *Papp F.:* Földt. Kozl. 62, (1932).
[14] *Zimanyi K.:* Centralbl. f. Min Geol. u. Pal., 1929 H 1.
[15] *Patriciu V.* şi *Mihailovici N.:* Zăcăminte de Minereuri, Timişoara, 1952.

Documentare

***: **Rambleiajul la expoziţia minieră germană de la Essen din 1954,** (Exposition minière allemande d'Essen, en 1954), Remblayaje, Annales des mines de Belgique, mai 1955, p. 419—50, 87 fig.

Rambleiajul mecanic este economic dar necesită strate cu minim 1,2 m grosime; trebuie de asemenea să se rambleieze într-un singur post, deoarece în acest timp tăierea este întreruptă. Frölich şi Klüpfel construiesc o maşină ce poate realiza 120 m^3/h şi o maşină ce rambleiază în breşe montante.

In cazul rambleiajului pneumatic constructorii au restudiat problema gabaritului, a mobilităţii şi a debitului. Firma Bamag prezintă un nou tip cu înălţime 1,9 m cu debit de 100 m^3/h. Firmele Brieden şi Beien construiesc maşini celulare care faţă de maşinile cu cameră au avantajul unui mic gabarit, mobilitatea mărită şi cheltuieli de instalaţie redusă. Debitele variază de la 30 la 130 m^3/h. Maşina de mare debit are o roată cu 6 celule în formă de sectoare care rotesc într-un lăcaş conic, care este prevăzut cu o cochilie de uzură uşor de înlocuit. Alimentarea se face cu aer comprimat: 60 m^3 aer/m^3 rambleu.

Pentru înclinări medii maşina KZS-50 se plasează în galeria de cap avansînd zilnic în urma abatajului. (consumul de aer este foarte redus: 150 m^3/h) putîndu-se rambleia o fîşie de lungime medie într-un schimb cu o echipă de 3-4 oameni. Posedă o roată cu 5 celule.

Tunul de rambleu este un sistem foarte simplu format din 2 tuburi racordate în unghiu, unul fiind orizontal iar celălalt oblic în sus. Prin primul aerul este suflat şi aspiră prin celălalt, materialul care este proiectat apoi la 40 m; are un debit de 50 t pe schimb. Dispozitivul se poate folosi pentru a stabili baraje etanşe de 30 m lungime în căile de aeraj ale sectoarelor părăsite.

Brieden construieşte un economisor care reglează admisia aerului comprimat în funcţie de alimentarea cu material ceea ce permite reducerea consumului de aer la 83—122 m^3/m^3 ramb.

Conductele supuse la o uzură puternică sînt confecţionate din oţel special sau blindate. Schmelzbazaltwerk-Kelenborn prezintă căptuşeli de bazalt care măresc rezistenţa la şoc şi reduc greutatea.

Gewerkschaft Reuis prezintă o conductă bimetalică a cărei parte interioară prezintă o rezistenţă Brinel de 600 kg/mm^2 iar partea exterioară este din oţel rezistent la şoc.

Brieden prezintă conducte întărite prin inducţie şi care prezintă zone dure şi zone resiliente. Esser Werke prezintă o conductă specială de uzură egală a pereţilor.

Rambleierea prin scurgere, la înclinări de peste 25^0 şi la care vagonetele culbutează într-o treime din care prin conducte de 250 mm ajung în abataj. Materialul este uşor umezit. Este sistemul ce necesită un personal foarte redus: 6 oameni pot realiza într-un schimb rambleierea a 250—300 t. Totodată nu produce praf.

E. Evans: **Recrutarea şi formarea cadrelor în Ruhr.** (Recrutment and training in the Ruhr), Iron and Coal T.R., 1955, 22 iulie, p. 192—200, 2 fig.

„Reconstruirea Educativă Germană" este un organ anglo-german ce se ocupă cu schimbul de informaţii referitoare la formarea personalului. El a organizat

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

o vizită în Ruhr a personalităților reprezentative din mineritul englez, în cursul căruia a fost posibilă examinarea în comun a problemelor de recrutare în aceste două țări și de măsurile luate pentru ameliorare.

In cazul industriei germane jumătate din efectiv se recrutează de pe loc iar restul este adus din Schleswig, Holstein și Saxonia de Jos. Comunele miniere au intrat în legătură cu comunele rurale; de atunci recrutarea de ucenici a trecut de la 10 000 la 28 000 pe an.

S-a propus un plan de organizare a învățămîntului care să permită ascensiunea socială a tînărului. Pentru tinerii muncitori s-au creat locuințe de 5-6 persoane formînd orășele conduse și aprovizionate de minerii înșăși.

Invățămîntul industrial este gratuit, dar elementele inapte sînt eliminate chiar de la început.

75% din cei ce urmează cursurile devin supraveghetori, elementele bine dotate pot deveni mineri șefi, conductori de lucrări, inspectori. Ciclul începe la 19 ani și se termină la peste 28 ani.

J. Jeffrey: **Planul N.C.B. pentru formarea specialiștilor** (The N.C.B. engineering craftman's apprentice ship scheme) Mining Electr. and. Mech. Eng., 1955 iulie, p. 181—183.

Noua reglementare generală impusă industriei este cea mai bună linie de conduită pentru aplicarea planului NCB pentru formarea electricienilor și mecanicilor. După trei grade transitorii ce se termină la 1 ianuarie 1959, orice mecanic sau electrician autorizat de a instala sau a întreține material în mină trebuie să demonstreze conducerii că este competent: a) să instaleze și să întrețină materialul; b) să execute încercările de rutină și control impuse de codul practicei și în plus, în cele două cazuri, să arate că este apt să le efectueze în siguranța pentru el însuși și pentru tovarășii săi.

Planul N.C.B. are trei scopuri: 1) să formeze un număr suficient de mecanici și electricieni; 2) să formuleze un învățămînt practic și o educație tehnică progresistă pentru tineri cu aptitudini; 3) în timpul studiului să fie selecționate elementele de valoare pentru folosirea lor la servicii cu responsabilități.

Studiul complect durează cinci ani. Școlile tehnice sînt cuprinse în plan. Mecanicii și electricienii de gradul doi trebuie să obțină certificatul național de pregătire minieră, certificatul de studii primare îl dispensează de un examen de intrare; ei sînt orientați spre un învățămînt esențial practic și experimental. S-a prevăzut un învățămînt de primul ordin care se termină în patru ani; elementele mai apte pot urma și cel de al cincilea an după care sînt diplomați ca tehnicieni de serviciu.

P. Moiset: **Aptitudinea de flotare a cărbunelui mărunt** (De l'aptitude à la flottation des charbons fins) Publ. de l'Ass, des ing. de la Faculté Polytechnique de Mons (A.I.M.), 1955 Fascicola I, p. 1-15, 16 fig. din Annales des Mines de Belgique, noiembrie 1955.

Pentru un cărbune relativ curat (20%) conținutul în cenușă al materialului flotat și randamentul în greutate sînt aproape independente de concentrația în reactivi: 250—300 gr. creozot/t este suficient.

Diferitele clase granulometrice flotează ca și cum ar fi singure; randamentul în greutate, conținutul în cenușă al materialului flotat și al reziduului pot fi deci predeterminate.

Reactivul Tensotil D.A. 120 acționează favorabil asupra materialului mărunt cu foarte multă cenușă dar acționează cu o anumită întîrziere ceea ce presupune introducerea sa în prima celulă a bateriei de celule.

W. Adcock: **Bulonarea tavanului: aplicarea sa în sectorul East Midlands.**, (Roof bolting: its application in the East Midlands division), Iron and Coal T.R. 1955, 19 august, p. 425—433, 10 fig.

In urma unei vizite întreprinse în S.U.A. și unde s-a constatat că 65% din cărbunele extras într-unul din state în 1951 provine din abataje bulonate s-a decis experimentarea bulonării în East Midlands.

Autorul descrie principiile generale: în afară de bulonul cu pană și cu cochilie, se semnalează apariția unui bulon ce combină avantajele celor două sisteme fiind în acelaș timp robust și simplu și anume: bulonul cu pană și manșetă, alcătuit dintr-o bară filetată la o extremitate și în formă de spirală la cealaltă, pe care se înșurubează o manșetă cu reniuri. Bara fiind introdusă în gaura de mină se apasă pe manșon cu ajutorul unui tub telescopic apoi calînd, un cilindru la capul filetului, se trimite apa de la o pompă de mînă, așa fel încît manșonul se deschide și se poate obține o tensiune de 8 t.

Autorul descrie apoi încercările din cinci exploatări și în discuțiile care au urmat. A. Wright citează trei aplicații particulare ale bulonajului (două în abataj și una în suitor). Cele cinci cazuri studiate se referă la bulonarea galeriilor. In cel de al doilea caz a trebuit să se suspende bulonarea datorită umflării.

H. Stemmer: **Reducerea temperaturii aerului în minele adînci** (Herabsetzung des Wettertemperaturen in tefen Gruben), Bergfreiheit, 1955, mai, p. 189—195, 6 fig.

Studiul acestei probleme a constat din stabilirea variației temperaturii aerului într-o rampă adîncă a unui puț de intrare a aerului în funcție de temperatura din atmosferă prin măsurări de temperatură la distanțe din ce în ce mai mari de rampă. Totodată s-a măsurat și gradul higrometric și căldura latentă a aerului iarna și vara.

Pentru îmbunătățirea condițiilor existente apar ca soluții posibile: răcirea aerului (această soluție fiind doar considerată ca o variantă), aducerea de aer la un orizont mai puțin adînc și efectuarea unui aeraj descedent în abataj; soluție ce prezintă inconvenientul că metanul poate invada intrarea superioară a aerajului și de a prezenta un pericol pentru personal în caz de incendiu dacă nu se prevede un curent de aer derivat pentru a alimenta nivelul de extracție cu aer proaspăt în mod parțial.

Pînă la 31 Mai 1956 toate cercurile din cadrul Filialei A. S. I. T. Brad, şi-au ţinut adunările generale

Desfăşurîndu-se după planul stabilit de filială, adunările generale ale cercurilor din reg. Brad s-au încheiat la data de 31 mai, cu adunarea cercului ASIT — Săcărîmb.

Analizînd activitatea cercurilor, dar mai ales dezbătînd pe larg sarcinile ce revin acestora în lumina directivelor celui de al doilea Congres P.M.R. cu privire la dezvoltarea economiei naţionale în cel de al II-lea Plan Cincinal, adunările generale au scos în evidenţă activitatea susţinută a cercurilor ASIT de la I. M. Baia de Arieş, I. M. Gh. Doja-Zlatna, I. M. Roşia Montana, I. C. Tebea şi Brad.

Astfel raportul **cercului ASIT I. M. Baia de Arieş** prezentat de ing. Ştefan Grosu, a subliniat că prin eforturile membrilor cercului şi ale întreprinderii, planul de producţie fiind realizat în proporţie de 156%, productivitatea muncii a crescut cu 42%, iar preţul de cost a fost redus cu 3,4%.

Pentru aceasta, a fost necesară o intensă activitate tehnico-ştiinţifică în vederea reducerii la minimum a fazelor de punere în exploatare a zăcămintelor noi şi pentru stabilirea celui mai optim proces tehnologic la flotaţie, s-a întocmit studiul privind aplicarea unei metode de exploatare de mare productivitate şi cu preţ de cost redus, aplicabilă zăcămintelor de minereuri din acea regiune: s-au făcut cercetări pentru mărirea randamentelor de extracţie la uzina de flotaţie în urma cărora acestea au fost îmbunătăţite cu 9% la plumb, cu 14% la zinc şi cu 51% la sulf; s-a vădit o preocupare continuă a membrilor cercului pentru obţinerea celor mai favorabili indici de productivitate, calitate şi preţ de cost.

De asemenea, urmărindu-se în mod ştiinţific problema pierderilor de minereu şi a diluării minireului, conform recomandărilor consfătuirii pe ţară convocată la Brad de către Secţia Mine a Consiliului Central ASIT, s-a reuşit ca procentul de diluare să scadă pînă la 3,7%.

Nu în aceeaşi măsură s-au preocupat membrii cercului de ţinerea conferinţelor cu caracter tehnico-ştiinţific, sau de întocmirea articolelor de specialitate care să fie publicate în revistele ASIT.

In proiectul de rezoluţie au fost înscrise sarcini care dovedesc grija membrilor cercului pentru intensificarea activităţii tehnico-ştiinţifice în toate sectoarele întreprinderii şi pentru lichidarea lipsurilor avute, în aşa fel, ca, întreprinderea să continue a rămîne fruntaşă pe ramura de producţie.

Cercul ASIT I. M. Gh. Doja Zlatna a înscris în rezoluţia sa şi următoarele obiective:

— Introducerea graficului ciclic la lucrările de înaintare.

— Căile pentru ridicarea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost.

— Studiul privind aplicarea înaintărilor rapide.

Cercul ASIT Roşia Montana, a dezbătut pe larg următoarele probleme:

— Funcţionarea uzinei de preparare la capacitatea ei maximă.

— Posibilităţi de aplicare a exploatării găurilor de mină prin procedeul de împuşcare cu întîrzieri de milisecunde.

— Iniţierea schimburilor de experienţă cu alte cercuri ASIT din filiala Brad sau din filialele cu activitate similară.

— Reducerea consumului de exploziv.

Cercul ASIT I. M. Barza şi-a luat sarcina de a prezenta următoarele conferinţe:

— Incercările de preparare la bateriile de ştampare cu site de 26 ochiuri/ţol.

— Consideraţiuni asupra perforajului umed.

— Folosirea raţională a maşinii de încărcat în subteran.

Cercul ASIT I. C. Tebea a trecut în rezoluţie şi următoarele sarcini:

— Studiul asupra introducerii armăturilor din prefabricate de beton la canalele de aeraj, stratul I.

— Studiul asupra excavării şi zidirii simultane a galeriilor de mină supuse la presiuni mari.

Cercul ASIT Brad şi-a fixat următoarele obiective:

1) Conferinţe:

— concepţii noi în fluxul tehnologic de preparare a minereurilor.

— Clasificarea şi calcularea rezervelor de substanţe utile la zăcămintele din Munţii Apuseni.

— Metode de exploatare de mare productivitate şi preţ de cost scăzut.

— Mecanizarea lucrărilor din săpături în construcţii şi înlocuirea cărămizilor cu prefabricate de beton.

2) **Consfătuiri:**

— Căile pentru ridicarea productivităţii muncii în minele metalifere.

— Controlul şi evidenţa procesului tehnologic la uzinele de preparare.

3) **Studii:**

— Sistematizarea întreprinderilor miniere din cadrul Trustului Minier Brad.

— Cercetări în legătură cu aplicarea hidrocicloanelor în instalaţiile de preparare.

— Introducerea de Xantaţi superiori la flotarea Plumbului şi Zincului.

De asemenea, în vederea măririi productivităţii muncii şi reducerii preţului de cost, Cercul ASIT Brad îşi ia angajamentul ca să dea tot sprijinul tehnico-ştiinţific necesar întreprinderilor tutelate de Trust, în legătură cu: introducerea mecanizării, perforajului umed, înaintarea după graficul ciclic, reducerea diluării minereului şi organizarea ştiinţifică a întregului proces de producţie.

Toate cercurile şi-au fixat ca sarcini şi mărirea numărului de abonamente la publicaţiile asociaţiei, înscrierea de noi membri, întocmirea de articole şi trimiterea lor la Revista Minelor, participarea intensă la viaţa asociaţiei.

Országos Műszaki Könyvtár

ПОДЗЕМНЫЙ В ШАХТАХ ВБЛИЖАЙШЕМ БУДУЩЕМ

В статье рассматривается применяемый в настоящее время подземный транспорт, причем особое внимание уделяется шахтам разрабатываюшим пологопадающие угодльные пласты. Отмечаются перспективы развития транспортных систем и оборудования и подчеркиваегся необходымость качественного улущшения изнашивающихся деталей.

ПРИМЕНИЕ РАДИОАКТИВНЫХ ИЗОТОПОВ В ГЕОЛОГИИ

Автор описывает основные ураниевые минералы и месторождения, а также радиометрические медоды определения возраста геологических формаций. Рассматривается радиоактивность литосферы и роль радиоактивных процессов в образовании земного шара.

ВЛИЯЗНNE НЕДОСТАТОЧНОГО ОХЛАЖДЕНИЯ ПРЕДПОСЛЕДНЕЙ СТУПЕНИ КОМПРЕССОРА НА ШАХТНУЮ ПНЕВМАТИЧЕСКУЮ УСТАНОВКУ

В статье уточняется влияние работы компрессора при не достаточном охлаждении на его производительность и рассматривается возможность использования дополнительной энергии воздуха в трубопроводной сети, благоларя повышению конечной температуры сжатия в последней ступени компрессора.

МЕТОДОЛОГИЯ РАСТЧА ПРОИЗВОДИТЕЛНОСТИ ТРУДА В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Рассматривается ряд весьма важных и актуальных вопросов в связи с методологией расчета производительности труда в горнорудном секторе.

КОКС ИЗ НЕКОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕИ (III). ВЛИЯНИЕ ВВЕДЕНИЯ В РЕЦЕПТ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ

Анализируются возможности производства комплексного кокса на основе некоксующихса углей в виде брикетов, в рецепт которых входят различные виды желензных окисей (железная руда и доменная пыль).

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СКРЕПЕРНЫХ УСТАНОВОК В ПОДЗЕМНЫХ РАЗРАБОТКАХ

После обзора существующего положения в области конструкции и применения скреперных установок автор указывает на возможность использование такого рода установки в одной из румынских шахт, а также отмечает необходимые мероприятия по улучшению обслуживания установки.

К ВОПРОСУ ИССЛЕДОВАНИЯ ОПИТМАЛЬНОГО МЕТОДА ДОЗИРОВКИ ДРОБИ ПРИ ДРОБОВОМ БУРЕНИИ

Вкратце освещаются три существующие метода дозировки дроби (интегральный, периодический, непрерывный) и выводится ряд весьма интересных заключений применительно к их использованию в РНР.

НОВЫЕ МИНЕРАЛИЗАЦИИ ШЕРЕРИТА В КОНТАКТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГЕОХИМИЧЕСКОЙ ПРОВИНЦИИ БАНАТИТОВ (III)

Описываются минерализации шерерита в Чиклове, охарактеризованные парагенезом: шерерит-миспикел - висмутовые минералы в воластомитовых схарнах, а также минерализации в Саска-Монтана, в которых шерерит ассоциирован с молибденитом и содержащими медь минералами.

DIE ZUKUNFTSPERSPEKTIVEN DER FÖRDERUNG UNTER TAGE

Der Aufsatz behandelt den derzeitigen Stand der Förderung unter Tage mit besonderer Berücksichtigung der Fördermöglichkeiten beim Abbau von flachen Kohlenflözen. Es werden die Zukunftsperspektiven der Fördermethoden und Einrichtungen besprochen, wobei besonders betont wird, dass die Verschleissteile von besserer Qualität sein müssen.

DIE ANWENDUNG RADIOAKTIVER ISOTOPE IN DER GEOLOGIE

Der Verfasser beschreibt die wichtigsten Uranmineralien und Lagerstätten, sowie die radiometrischen Methoden zur Bestimmung des geologischen Alters von Eruptivgesteinen und sedimentären Formationen. Weiterhin wird die Radioaktivität der Lithosphäre allgemein besprochen und die Rolle der radioaktiven Prozesse bei der Erdgestaltung untersucht.

DER EINFLUSS UNGENÜGENDER KÜHLUNG IN DER VORLETZTEN STUFE EINES VERDICHTERS AUF DEN DRUCKLUFTBETRIEB UNTER TAGE

Der Aufsatz zeigt, dass eine ungenügende Kühlung die Verdichterleistung beeinflusst. Die Verdichtungstemperatur in der letzten Stufe nimmt zu.

Ferner wird die Frage behandelt, in welchem Masse die zusätzliche Energie der in den Leitungen befindlichen Druckluft nutzbar gemacht werden kann.

ÜBER DIE METHODEN ZUR BERECHNUNG DER ARBEITSLEISTUNG IM KOHLENBERGBAU

Der Aufstaz behandelt einige Fragen, die gegenwärtig wichtig sind und sich auf die Methoden zur berechnung der Arbeitsleistung im Bergbau beziehen.

KOKS AUS NICHT VERKOKBAREN KOHLE (III). DER EINFLUSS VON EISENERZUSATZ

Der Aufsatz behandelt die Möglichkeiten zur Herstellung von Koksbriketts aus nicht verkokbarer Kohle und zwar bei Zusatz von Eisenoyden (Eisenerz und Hochefenstaub).

DIE VERWENDUNG VON SCHRAPPERN UNTER TAGE

Der Verfasser gibt eine Übersicht über den derzeitigen Stand des Baues und der Verwendung von Schrappern. Er beschreibt die Arbeitsweise einer Schrappereinrichtung in einen rumänischen Bergwerk und hebt die zur Verbesserung des Betriebes nötigen Massnahmen besonders hervor.

BEITRÄGE ZUR BESTIMMUNG DER OPTIMALEN SCHROTMENGE BEIM BOHREN MIT SCHROT

Der Aufsatz behandelt die drei Methoden zur Bestimmung der Schrotmenge und zwar die Methoden der totalen, periodischen und stetigen Bestimmung. Der Verfasser kommt zu interessanten Schlüssen hinsichtlich der Anwendung dieser Bestimmungsmethoden in der Rumänischen Volksrepublik.

NEUE SCHEELITVORKOMMEN AUF DEN KONTAKTLAGERSTÄTTEN DER GEOCHEMISCHEN PROVINZ DER BANATITE (III)

Es werden die Scheeliterzführungen von Cziclowa beschrieben vo der Scheelit mit Arsenkies und Wismutmineralien vergesellschaftet ist und in Wollastonitskarnen vorkommt.

In den seht spärlichen Erzführungen von Szaszka -Montana ist der Scheelit mit Molybdänglanz und Kupfermineralien vergesellschaftet.

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

Facem cunoscut cititorilor noştri că, începînd de la 1 ianuarie 1956, Gazeta „TEHNICA NOUĂ" apare săptămînal. Preţul unui abonament este de lei 26 anual sau 13 lei semestrial.

Abonamentele se fac prin: Cercurile A.S.I.T. din întreprinderi şi instituţii, la Subfilialele şi Filialele A.S.I.T. din ţară.

Rugăm cititorii noştri să-şi prelungească, din timp, abonamentul pe anul 1956.

Clişeul de pe copertă: Instalaţie de extracţie Koepe montată în turn la una din minele de cărbuni din R.P.R.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Minelor — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 1355

Lei 5 exemplarul

E. 1435

Országos Műszaki Könyvtár Tulajdona

KAT

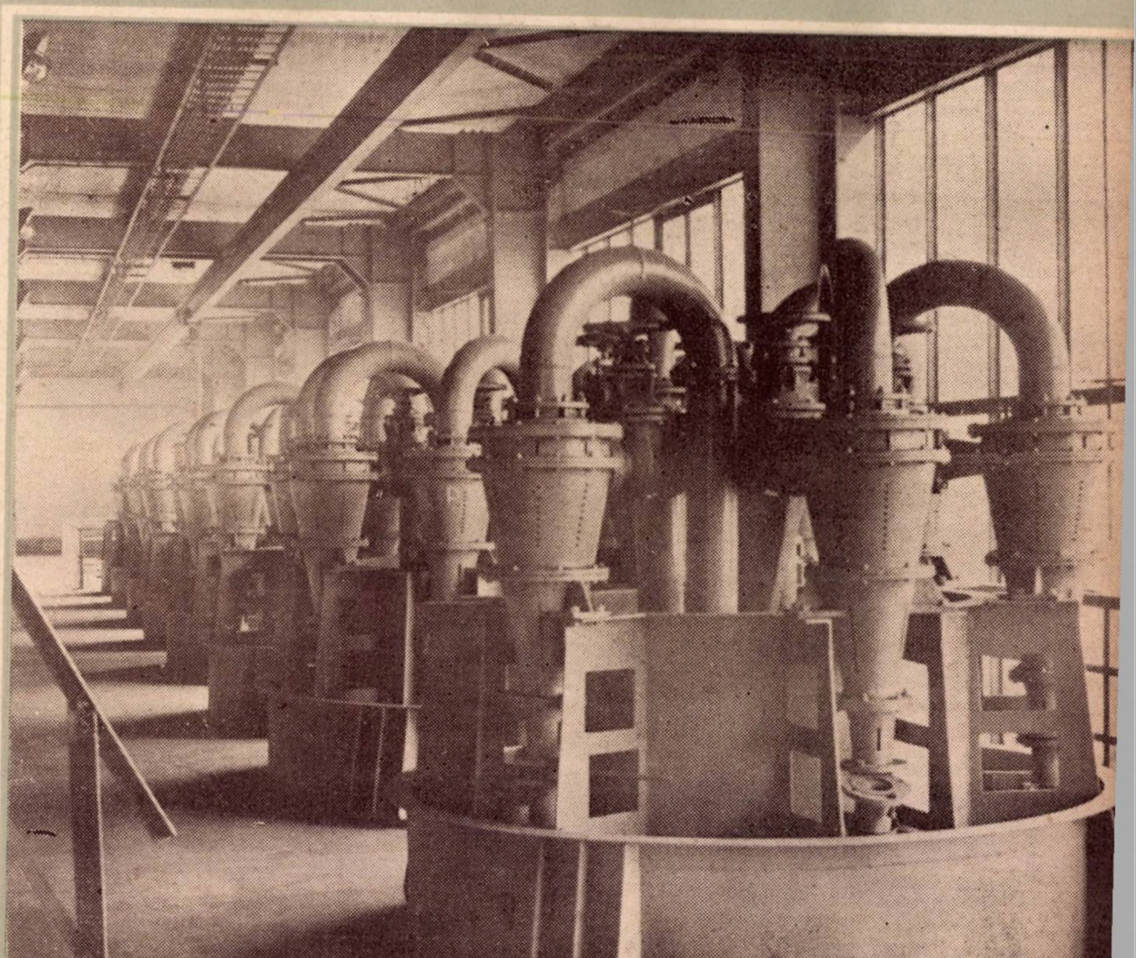
Revista MINELOR

Institutul de Documentare Tehnică
BUCUREŞTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

7

1956

ASIT



Iulie
1956
Anul VII
Nr. 7

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAȚIEI ȘTIINȚIFICE A INGINERILOR ȘI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ȘI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACȚIA: BUCUREȘTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 și 3.07.30

SUMAR

Pag.
* * * : Al II-lea Congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor 305
ARNOLD PELZER: Rentabilitatea extragerii mecanizate a cărbunilor 306
E. PAUL: Forma economică a unei susțineri metalice în arc cu trei articulații, pentru cîteva cazuri de încărcări simetrice 313
GH. D. SECARĂ: Căi pentru valorificarea deșeurilor energo-tehnologice în industria minieră 321
R. VLĂDOIANU: Cu privire la calculul conductelor de aer comprimat neetanșe 328
C. BĂTĂCUI și NICHITA FADEI: Exploatarea cărbunilor prin lucrări la zi 332
LEȚU NICOLAE: Considerații asupra criteriilor de alegere a metodelor de exploatare pentru filoanele foarte subțiri cu înclinare mare . . 336
NOUTĂȚI MONDIALE 344
DOCUMENTARE 346

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
* * * Второй Коигресс Инженерно-Технического Общества РНР 305
АРНОЛЬД ПЕЛЬЦЕР: Рентабельность механизированной разработки угля 306
Е. ПАУЛЬ: Экономичная форма металлического арочного трехшарнирного крепления для нескольких случаев симметричной погрузки 313
Г. СЕКАРА: Пути использованпя энерго-технологических отходов угодбной промышленности 321
Р. ВЛАДОЯНУ: О расчете неуплотненных трубопроводов для сжатого воздуха 328
К. БАТАКУЙ и НИКИТА ФАДЕЙ: Добыча угля огкрытыми разработками 332
НИКОЛАЙ ЛЕЦУ: К вопросу критерий выбора методов разработки крутопадаюших маломощных рудных жил 336
ЗАРУБЕЖНЫЕ НОВОСТИ 344
ДОКУМЕНТАЦИЯ 346

SOMMAIRE

Page
* * *: II-ème Congrès de l"Association Scientifique des Ingénieurs et Techniciens de la R.P.R. 305
ARNOLD PELZER: Rentabilité de l'extraction mécanisée du charbon 306
E. PAUL: La forme économique d'un soutènement métallique en arc avec trois articulations, pour certains cas de chargements simétrique 313
G. D. SECARĂ: Possibilités de valorification des déchets energo-technologiques dans l'industrie minière 321
R. VLĂDOIANU: Sur le calcul des conduites d'air comprimé non étanches 328
C. BĂTĂCUI et NICHITA FADEI: Exploitation des charbons à ciel ouvert 332
LEȚU NICOLAE: Considérations sur les conditions du choix des méthodes d'exploitation pour les filons très minces et très inclinés . 336
NOUVEAUTÉS MONDIALES 344
DOCUMENTATION 346

INHALT

Seite
* * *: Der zweite Kongress des Wissenschaftlichen Verbandes der Ingenieure und Tehniker aus der R.V.R. 305
ARNOLD PELZER: Die Rentabilität der mechanisierten Kohlenabbau 306
E. PAUL: Die ökonomische Form einer Metall-Rahmen in 3 Gelenken für einige Fälle von symetrischen Belastungen 313
GH. SECARĂ: Wege der Verwertung energo-tehnologischer Abfälle der Bergbauindustrie . 321
R. VLĂDOIANU: Berechnungen der undichten Luftdruck-Rohrleitungen 328
C. BĂTĂCUI u. NICHITA FADEI: Die Kohlenabbau durch Tagebau 332
LEȚU NICOLAE: Betrachtungen über die Kriterien in der Auswahl der Abbaumethoden für sehr dünne Adern, mit grossen Neigungen 336
WELT-NEUHEITEN 344
DOKUMENTIERUNG 346

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing.. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PACURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

E 11455

REVISTA MINELOR

ANUL VII — Nr. 7 — IULIE 1956

Országos Műszaki Könyvtár Tulajdona

Al II-lea congres al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R.

Comunicat

Consiliul Central ASIT a hotărît convocarea Congresului al II-lea al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. în luna noembrie a.c., cu următoarea ordine de zi:

1. *Darea de seamă a Consiliului Central ASIT asupra activității Asociației.* (Raportor Acad. N. Profiri — președintele ASIT).

— *„Introducerea și extinderea tehnicii noi în industria socialistă a R.P.R.“.* (Raportor Prof. Ștefan Bălan, membru corespondent al Academiei R.P.R., vicepreședinte al ASIT).

— *„Organizarea științifică a producției în întreprinderile industriale din R.P.R.“.* (Raportor Prof. C. Atanasiu, membru al Biroului Consiliului Central ASIT).

— *„Introducerea tehnicii noi și organizarea științifică a producției agricole socialiste în R.P.R.“.* (Raportori Acad. Gh. Ionescu-Sisești și Prof. N. Giosan).

— *„Pregătirea și folosirea cadrelor tehnico-inginerești în R.P.R.“.* (Raportori Acad. E. Carafoli, vicepreședinte al ASIT și Prof. T. Tănăsescu, membru corespondent al Academiei R.P.R., vicepreședinte al ASIT).

2. *Raport asupra Statutului modificat al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor.* (Raportor Ing. O. Rusu — Prim Secretar al ASIT).

3. *Alegerea Consiliului Central ASIT și a Comisiei de revizie.*

Lucrările Congresului se vor desfășura în ședințe plenare și ședințe pe secții de specialitate.

Rentabilitatea extragerii mecanizate a cărbunilor

Dr. ing. Arnold Pelzer, Essen
Traducere ing. Dumitru Gligor

Pentru a obţine date cu privire la rentabilitatea extragerii mecanizate a cărbunilor, Comitetul pentru Mecanizarea Extragerii Cărbunilor de pe lîngă Uniunea Minieră Carboniferă din Essen a făcut cercetări, în ianuarie 1955, în exploatările aparţinînd membrilor comitetului. Rezultatele acestor cercetări sînt prezentate şi comentate în cele ce urmează.

La efectuarea cercetărilor s-au primit rapoarte de la:

31 sectoare cu extragere cu plug = 53,6% din sectoarele de acest gen;

16 sectoare cu extragere prin tăiere cu haveza = 30,4% din sectoarele de acest gen;

20 sectoare cu extragere cu ciocane de abataj şi cu transportor blindat deplasabil (sectoare cu front de abataj fără stîlpi) = 15,4% din sectoarele de acest gen.

Cercetările au cuprins deci în total 67 sectoare mecanizate cu o producţie totală de 35 071 t/zi, adică 30,1% din sectoare de acest gen, precum şi 38 sectoare cu extragere cu ciocane de abataj şi cu transportor blindat nedeplasabil („sectoare cu extragere după metode vechi") cu o producţie totală de 18 132 t/zi. Prin cercetarea unei părţi a producţiei egală cu 30% ne putem forma deja o idee de ansamblu. Analizarea datelor din rapoarte a condus la rezultate interesante.

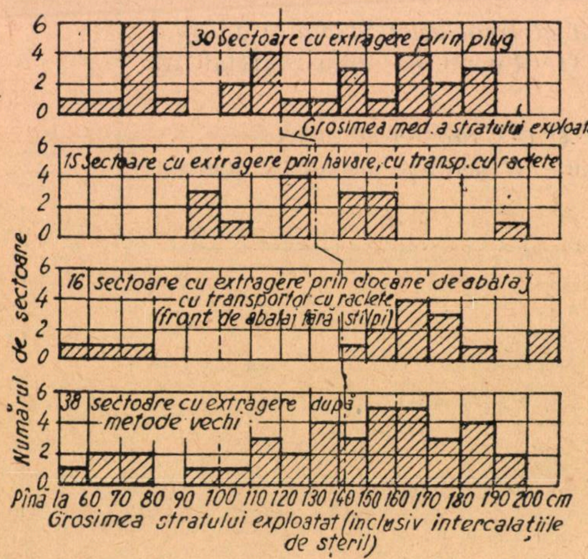


Fig. 1. Răspîndirea diferitelor procedee în funcţie de grosimea stratului.

Întrucît la toate procedeele de extragere grosimea stratului influenţează în mod hotărîtor valoarea costurilor, vom da mai întîi unele indicaţii cu privire la grosimea stratelor exploatate şi la conţinutul de steril.

Grosimea medie ponderată a stratelor (fig. 1) corespunzătoare sectoarelor raportate concordă, în general, cu cea corespunzătoare tuturor sectoarelor mecanizate. Media grosimii stratelor corespunzătoare sectoarelor mecanizate raportate a fost de 127 cm faţă de valoarea medie de 132 cm corespunzătoare tuturor sectoarelor mecanizate existente.

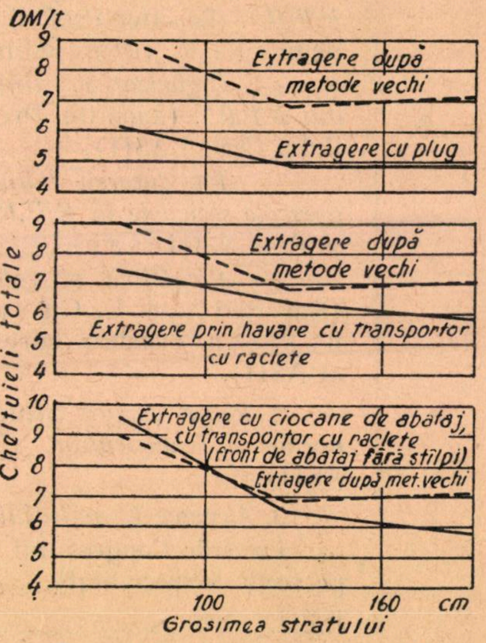


Fig. 2. Comparaţie între rentabilitatea diferitelor procedee de extragere.

În fig. 2 este redată valoarea costurilor totale în dependenţă de grosimea stratului pentru diferitele procedee de extragere. Curbele arată clar că în general mecanizarea oferă avantaje economice considerabile.

La grosimi mari economiile sînt însă mai reduse datorită creşterii costurilor de susţinere.

La grosimi de strat cuprinse între 100 şi 130 cm economiile sînt mai reduse la toate procedeele, pentru că în asemenea cazuri există în general condiţii avantajoase pentru extragere după metodele vechi. La grosimi de strat mai mari sînt avantajoase şi maşinile care lucrează prin havare, în timp ce la grosimi de strat mai reduse şi în condiţii tectonice potrivite s-au întrebuinţat pînă acum mai mult plugurile.

Frontul de abataj fără stîlpi se aplică cel mai mult în stratele groase, unde dă rezultate bune.

---

*) „Gluckauf", fascicola 43/44, apărută la 22 oct. 1955, în Essen, pag. 1169—1181.

Economiile au avut în medie următoarele valori:

— la abatajele cu plug . . . . 1,91 DM/t
— la extragerea prin tăiere . . . . 0,52 DM/t
— la frontul de abataj fără stîlpi . . . . . 0,89 DM/t

Și aceste valori arată superioritatea economică a extragerii cu plugul de cărbune. La extragerea prin tăiere trebuie avută în vedere puternica influență pe care o are tăria cărbunelui. Vogel a încercat mai de mult să exprime diferențele de tărie la cărbuni prin stabilirea timpului specific de tăiere prin havare. El a determinat atunci următoarele valori, care exprimă cel puțin cu aproximație natura diferită a cărbunilor.

	Timp specific de tăiere prin havare min/m³
— Cărbune de gaz cu flacăra din stratele superioare	14,4
— Cărbune de gaz	10,1
— Cărbune gras din stratele superioare	10,1
— Cărbune gras din stratele inferioare	6,2
— Antracit	11,8

Rezultatele mai bune, pe care le dă frontul de abataj fără stîlpi, se explică prin faptul că acesta se aplică mai ales la stratele groase.

In sectoarele raportate cu extragere după metode vechi, costul salariilor a fost în medie pentru toate grosimile de 5 DM/t (fig. 3). La grosimi de peste 160 cm el a fost ceva mai scăzut decît această valoare medie, în timp ce la grosimi mai mici a fost mai ridicat. Astfel, de exemplu, pentru grosimi exploatate pînă la 100 cm, el a fost mai mare cu 95 Pf/t.

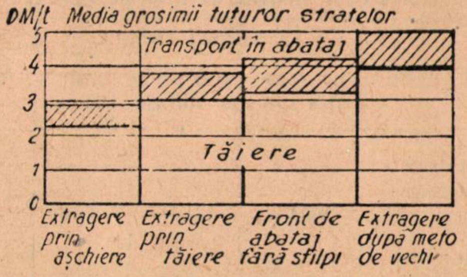


Fig. 3. Costul salariilor muncitorilor din abataj la diferitele procedee în funcție de grosimea stratului.

În comparație cu acest cost mediu al salariilor în sectoarele cu extragere după metode vechi, costul salariilor în sectoarele mecanizate apare în mod natural mult mai scăzut. In medie, pentru toate grosimile s-au realizat pentru fiecare caz în parte următoarele economii:

— în sectoarele cu plug . . . . 2,12 DM/t
— în sectoarele cu extragere prin havare . . 1,25 DM/t
— în sectoarele cu front de abataj fără stîlpi . 0,82 DM/t
— și în medie pe toate sectoarele mecanizate . 1,64 DM/t

Concomitent cu scăderea grosimii stratului crește cuantumul salariilor la toate procedeele. Totuși în abatajele cu plug el are mereu valoarea cea mai scăzută. Important este faptul că economiile menționate nu sînt echilibrate de costurile cu mașinile și cu instalațiile.

În timp ce în sectoarele cu front de abataj fără stîlpi nu s-a putut obține o micșorare sensibilă a cotei parte a salariilor, prin mecanizarea extragerii se poate realiza o scădere considerabilă.

Costurile cu mașinile cuprind chiriile pentru mașini, care la rîndul lor — se compun din amortizare, dobîndă și alte costuri, precum și întreținerea și consumul de energie. Calculul acestora s-a făcut pe bază de instrucțiuni unitare, valabile pentru toate sectoarele. Chiriile pentru mașini și costurile de întreținere sînt în general mai mari decît la sectoarele de extragere după metode vechi. Și aici se constată de asemenea o creștere a costurilor concomitent cu micșorarea grosimii stratului.

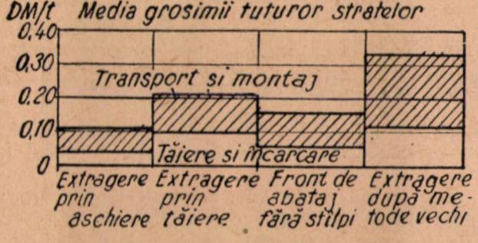


Fig. 4. Cheltuieli cu mașinile. Costul consumului de energie la diferitele procedee în funcție de grosimea stratului.

Costul consumului de energie (DM/t)

Procedeu		Proveniența costurilor	Grosimea stratului pînă la 100 cm	Grosimea stratului 100 pînă la 160 cm	Grosimea stratului peste 160 cm	Media
			1	2	3	
Extragere prin așchiere	1	Tăiere și încărcare	0,04	0,06	0,03	0,04
	2	Transport și montaj	0,03	0,09	0,06	0,07
	3	Total	0,07	0,15	0,09	0,11
Extragere prin tăiere	4	Tăiere și încărcare	0,13	0,09	0,09	0,10
	5	Transport și montaj	0,12	0,12	0,09	0,11
	6	Total	0,25	0,21	0,18	0,21
Front de abataj fără stîlpi	7	Tăiere și încărcare	0,16	0,004	0,06	0,06
	8	Transport și montaj	0,31	0,01	0,10	0,16
	9	Total	0,47	0,014	0,16	0,16
Extragere după metode vechi	10	Tăiere și încărcare	0,17	0,12	0,12	0,12
	11	Transport și montaj	0,32	0,19	0,20	0,21
	12	Total	0,49	0,31	0,32	0,33

Valorile medii pentru consumul de energie (fig. 4) reprezintă la extragerea cu plug o treime, iar la extragerea cu mașini de havat două treimi din consumul de energie de la extragerea după metode vechi, ceea ce de asemenea trebuie remarcat.

Costurile totale cu maşinile (fig. 5) sînt în medie de 0,78—1,01 DM/t faţă de 0,64 DM/t la extragerea după metode vechi. Pentru maşini este deci necesară o cheltuială suplimentară de numai 14—37 Pf/t, în timp economiile de salarii variază între 1—2 DM/t.

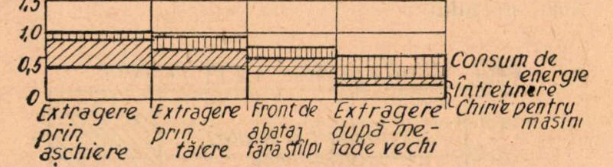


Fig. 5. Totalul cheltuielilor cu maşinile la diferitele procedee în funcţie de grosimea stratului.

In ceea ce priveşte costul materialelor s-a făcut o deosebire între instalaţii şi susţinerea în abataj. Instalaţiile au fost împărţite în instalaţii cu aer comprimat, iar susţinerea a fost împărţită în susţinere metalică şi susţinere în lemn.

In funcţie de alimentarea cu energie, situaţia a fost următoarea :

— Sectoare alimentate cu energie electrică . . . 4%
— Sectoare alimentate cu aer comprimat 18%
— Sectoare cu alimentare mixtă 77%

Sectoarele alimentate cu energie electrică au fost în ceea ce priveşte montarea şi întreţinerea, de 2,3 ori mai scumpe decît cele alimentate cu aer comprimat. Raportul dintre montare şi întreţinere a fost de 2 : 1 în cazul energiei electrice şi de 3 : 1 în cazul aerului comprimat.

La sectoarele cu alimentare mixtă costurile cu instalaţiile au variat între 10—21 Pf/t, avînd valorile specificate mai jos :

— la extragere prin havare . . . . 21 Pf/t
— la extragere cu plug . . . . 17 Pf/t
— la front de abataj fără stîlpi . . . . . . 13 Pf/t şi
— la extragere după metode vechi . . . . . 10 Pf/t.

In sectoarele cu extragere cu plug şi cu havare, costurile cu instalaţiile mixte au fost aşa dar aproximativ egale cu costurile din sectoarele cu instalaţii exclusiv electrice.

Costurile pentru aer comprimat au fost la toate sectoarele de circa 3 Pf/t, în timp ce costurile pentru energia electrică au fost de 70% la sectoarele cu extragere după metode vechi, de 77% la fronturile de abataj fără susţinere şi de 82—86% la sectoarele cu plug şi cu maşini de havat.

Cu aceste costuri pentru instalaţiile necesare diferitelor moduri de acţionare vom compara acum costurile pentru consumul de energie.

In sectoarele mecanizate complet electrificate, valoarea consumului de energie a fost numai de 12,2 Pf/t şi anume de 8,8 Pf/t în sectoarele cu plug, de 11 Pf/t la fronturile de abataj fără stîlpi şi de 15,5 Pf/t în sectoarele cu maşini de havat.

La acţionare cu aer comprimat costurile pentru consumul de energie au fost dimpotrivă de 42,9 Pf/t şi anume de cîte 49 Pf/t la sectoarele cu plug şi la cele cu maşini de havat şi de 30 Pf/t la sectoarele cu front de abataj fără stîlpi. Consumul de energie a fost aşa dar în sectoarele alimentare cu aer comprimat de 3,5 ori mai scump, în timp ce instalaţiile electrice au fost de 2,3 ori mai scumpe decît cele de aer comprimat.

In sectoarele cu alimentare mixtă consumul de energie a fost de asemenea avantajos. Costurile au fost de 14,1 Pf/t, repartizate în felul următor la sectoarele cu plug 10 Pf/t, la sectoarele cu front de abataj fără stîlpi 15,8 Pf/t şi la sectoarele cu maşini de havat 22,4 Pf/t. După cum s-a arătat, costurile cele mai mici s-au înregistrat în sectoarele electrificate, iar în minele negrizutoase şi costurile pentru instalaţiile electrice sînt destul de scăzute.

In sectoarele cu extragere după metode vechi, consumul de energie a reclamat o cheltuială de 39 Pf/t la acţionarea cu aer comprimat şi de 29,5 Pf/t în cazul instalaţiilor mixte. In medie, costurile din sectoarele cu extragere după metode vechi a fost de 32,7 Pf/t. In comparaţie cu sectoarele mecanizate cu alimentare mixtă, costurile din sectoarele cu extragere după metode vechi şi alimentare mixtă au fost deosebit de mari, datorită consumului ridicat de aer comprimat.

Costurile cu susţinerea sectoarelor mecanizate sînt cînd mai mici, cînd mai mari decît la sectoarele cu extragere după metode vechi. Ele variază între 1,00—1,34 DM/t, în timp ce valoarea medie pentru sectoarele cu extragere după metode vechi este de 1,29 DM/t (fig. 6). Costurile cu susţinerea cresc mai ales cu grosimea stratului. In ceea ce priveşte susţinerea în abataj, situaţia sectoarelor a fost următoarea :

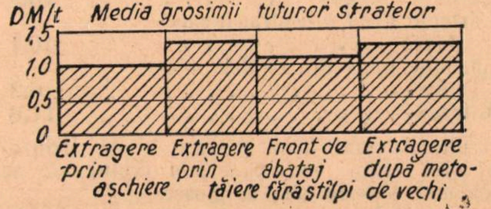


Fig. 6. Costul materialelor. Cheltuieli cu susţinerea în abataj la diferitele procedee în funcţie de grosimea stratului.

Costuri cu susţinerea în abataj (DM/t)

Procedeu	Grosimea stratului			Media
	pînă la 100 cm	100 pînă la 160 cm	peste 160 cm	
Extragere prin aşchiere	0,95	0,91	1,18	1,02
Extragere prin tăiere	1,25	1,34	1,63	1,34
Front de abataj fără stîlpi	1,10	1,08	1,09	1,09
Extragere după metode vechi	1,67	1,00	1,53	1,29

— Cu susţinere metalică . . . . . . 76% din sectoare
— „ „ în lemn . . . . . . 13% din sectoare
— „ „ mixtă . . . . 11% din sectoare.

Susţinerea în lemn şi cea mixtă se întîlnesc aproape numai la sectoarele cu extragere după metode vechi ; totuşi, 42% din aceste sectoare erau prevăzute cu susţinerea metalică. Numai două sectoare cu plug erau susţinute cu lemn ; un singur sector cu front de abataj fără stîlpi era prevăzut cu susţinere mixtă. Costurile au fost cele specificate mai jos :

— la susţinerea metalică . . . . 1,00 DM/t ;
— la susţinerea mixtă . . . . 1,57 DM/t ;
— la susţinerea în lemn . . . . 2,38 DM/t ;

Susţinerea mixtă a reclamat deci un cost de 1,6 ori mai mare, iar susţinerea în lemn un cost de 2,4 ori mai mare decît susţinerea metalică.

La susţinerea metalică costurile au crescut odată cu creşterea grosimii stratului. La susţinerea în lemn şi cea mixtă cele mai mici costuri s-au înregistrat la grosimi de strat cuprinse între 100—130 cm. Aceste costuri au crescut odată cu scăderea sau cu creşterea grosimii stratului şi anume mai mult în ultimul caz.

La susţinerea metalică costurile pentru amortizare şi dobîndă au fost de 44%, iar pentru întreţinere de 14% ; celelalte sînt costuri pentru lemn.

Rezultă aşa dar surprinzătoarea constatare că la optzeci de sectoare cu susţinere metalică 42% din costuri revin pentru lemn. Acesta se foloseşte mai ales ca stîlpi auxiliari la operaţiile de răpire, ca lemn pentru stive şi la susţinerea zonelor cu accidente tectonice. Cu toate acestea cifra de 42% este mare.

La susţinerea mixtă costurile pentru amortizare şi dobîndă au fost de 14%, pentru întreţinere de 5% şi pentru lemn de 81%.

Costul total al materialelor a fost în medie la sectoarele cu plug şi la cele cu front de abataj fără stîlpi mai mic, iar la sectoarele cu extragere prin tăiere a fost mai mare decît la sectoarele cu extragere după metode vechi. El a variat între 1,19—1,55 DM/t faţă de 1,38 DM/t la sectoarele cu extragere după metode vechi (fig. 7).

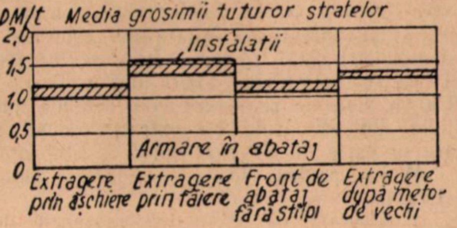


Fig. 7. Costul total al materialelor la diferitele procedee în funcţie de grosimea stratului.

Valoarea costurilor pentru operaţiile de împuşcare executate în 24 sectoare a variat între 1 Pf/t şi 3,20 DM/t. Media a fost de 49 Pf/t la sectoarele mecanizate şi de 64 Pf/t la sectoarele cu extragere după metode vechi. Pentru operaţiile de împuşcare a trebuit să se cheltuiască în stratele de cărbune gras 12 Pf/t, iar în stratele de cărbune de gaz 47 Pf/t.

Cu privire la costurile cu stropirea locurilor de muncă dispunem numai de puţine date; valoarea lor a fost de 18 Pf/t.

Totalul costurilor diverse a avut valoarea de 9 Pf/t, în sectoarele cu extragere după metode vechi şi de 14 Pf/t, în sectoarele mecanizate.

In fig. 8 este redat în mod comparativ costul diferitelor procedee de extragere. Costurile sînt repartizate pe salarii, maşini şi materiale, iar în tabelă sînt redate în funcţie de grosimea stratului. In special din grafic rezultă în mod clar importanţa salariilor pentru costul procedeelor de extragere.

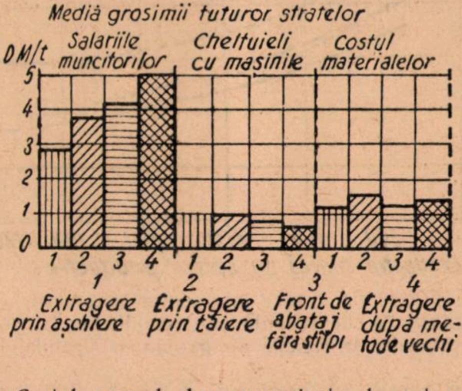


Fig. 8. Costul procedeelor mecanizate de extragere în funcţie de grosimea stratului.

Costurile procedeelor mecanizate de extragere în funcţie de grosimea stratului (DM/t)

Felul costurilor		Procedeu	Grosimea stratului			Media
			pînă la 100 cm	100 pînă la 160 cm	peste 160 cm	
Salariile muncitorilor	1	Extragere prin aşchiere	3,57	2,73	2,60	2,88
	2	Extragere prin tăiere	4,33	3,65	3,31	3,75
	3	Front de abataj fără stîlpi	6,08	4,78	3,83	4,18
	4	Extragere după metode vechi	5,95	5,12	4,72	5,00
Costuri cu maşinile	5	Extragere prin aşchiere	1,16	1,05	0,85	1,01
	6	Extragere prin tăiere	1,04	0,94	0,80	0,95
	7	Front de abataj fără stîlpi	2,10	0,60	0,70	0,78
	8	Extragere după metode vechi	0,91	0,62	0,60	0,64
Costuri cu materiale	9	Extragere prin aşchiere	1,14	1,05	1,36	1,19
	10	Extragere prin tăiere	1,54	1,53	1,75	1,55
	11	Front deabataj fără stîlpi	1,39	1,15	1,23	1,23
	12	Extragere după metode vechi	1,83	1,07	1,63	1,38

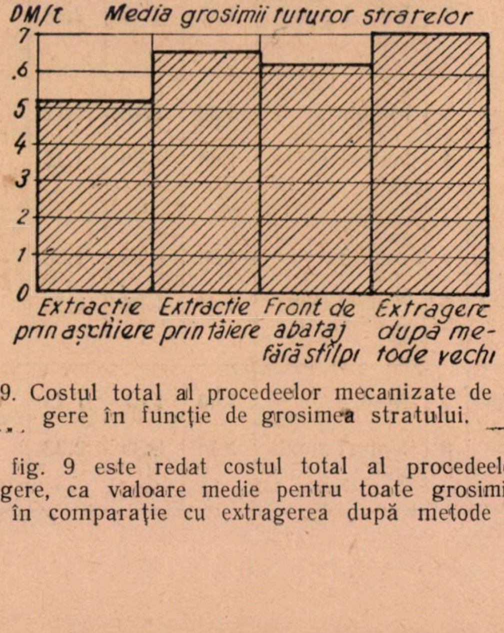


Fig. 9. Costul total al procedeelor mecanizate de extragere în funcţie de grosimea stratului.

In fig. 9 este redat costul total al procedeelor de extragere, ca valoare medie pentru toate grosimile de strat în comparaţie cu extragerea după metode vechi.

In fig. 10 este redat, pentru diferitele grosimi de strat şi în medie pentru toate grosimile, costul extragerii mecanizate şi al extragerii după metode vechi a cărbunilor de gaz, cărbunilor graşi şi semigraşi.

Maşinile de havat montate pe transportoare cu raclete lucrează în cea mai mare parte în stratele de cărbune de gaz, dar în parte şi în stratele de cărbune gras. In strate de cărbune semigras nu există asemenea locuri de muncă.

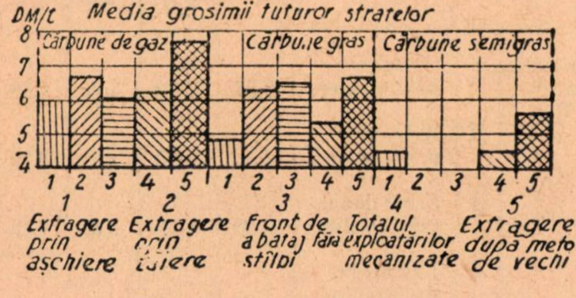


Fig. 10. Costul total al procedeelor mecanizate de extragere în funcţie de grosimea stratului.

Frontul de abataj fără stîlpi predomină de asemenea în stratele de cărbune de gaz, dar poate fi semnalat în parte şi în stratele de cărbune gras. Costurile cu acest procedeu au fost în stratele de cărbune gras cu circa 50 Pf/t mai mari decît în stratele de cărbune de gaz.

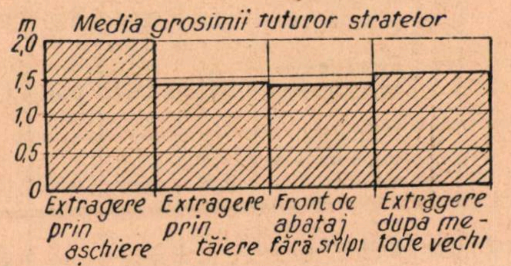


Fig. 11. Avansul zilnic al abatajului la diferitele procedee în funcţie de grosimea stratului.

Inaintarea zilnică a abatajului (m)

Procedeu			Grosimea stratului			Media
			pînă la 100 cm	100 pînă la 160 cm	peste 160 cm	
Extragere prin aşchiere	1	Media	2,56	1,95	1,74	2,02
	2	Valori maxime	3,52	2,96	2,38	
Extragere prin tăiere	3	Media	1,30	1,48	1,12	1,42
	4	Valori maxime	1,48	2,36	1,12	
Front de abataj fără stîlpi	5	Media	1,06	0,95	1,56	1,40
	6	Valori maxime	1,44	1,04	2,50	
Extragere dupa metode vechi	7	Media	1,69	1,61	1,43	1,53
	8	Valori maxime	2,15	2,35	2,33	

Lungimea abatajelor în sectoarele cu plug a variat, între 210—220 m pentru toate grosimile de strat; ea este determinată mai ales de transportorul cu raclete. Lungimea abatajelor a fost în medie de 217 m pentru toate grosimile de strat. Lungimea medie a abatajelor a fost la extragerea prin havare aproximativ aceeaşi ca la sectoarele cu plug. La sectoarele cu front de abataj fără stîlpi ea a fost de 200 m. Lungimea medie a abatajelor din toate sectoarele mecanizate şi din sectoarele cu extragere după metode vechi a atins 213 m.

In fig. 11 se arată influenţa mecanizării asupra înaintării abatajelor. Abatajele cu plug dau cele mai bune rezultate, indiferent de grosimea stratului. Odată cu creşterea grosimii stratului scade înaintarea abatajului. Aceasta se poate constata şi la extragerea prin tăiere, în timp ce în sectoarele cu front de abataj fără stîlpi, înaintarea abatajului este mai mare pentru stratele cele mai groase, unde se înregistrează de altfel pentru înaintarea abatajului valoarea maximă de 2,50 m. Este de remarcat considerabila înaintare a abatajelor din sectoarele cu extragere după metode vechi, care în parte nu se realizează în sectoarele mecanizate. Media pentru toate sectoarele mecanizate este de 1,74 m.

In fig. 12 se arată, de asemenea, în funcţie de grosimea stratului, influenţa pe care mecanizarea o are asupra producţiei pe sector productiv.

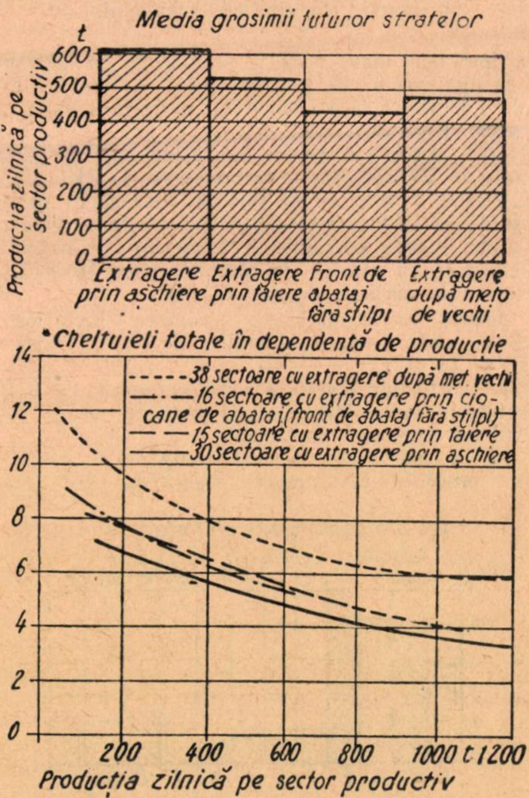


Fig. 12. Producţia zilnică pe sector productiv şi cheltuieli totale în dependenţă de producţie la diferitele procedee în funcţie de grosimea stratului.

Pentru strate cu grosimea de peste 160 cm, producţia maximă a sectoarelor cu extragere după metode vechi este cu 75% mai mare decît producţia sectoarelor cu front de abataj fără stîlpi; chiar şi media generală a producţiei este mai mare cu circa 40 t.

In fig. 12 sînt reprezentate costurile totale în dependenţă de producţie. Se poate constata o scădere a costurile odată cu creşterea producţiei.

In fig. 13 este redat consumul de posturi la tăiere şi în abataj, cu indicarea valorilor medii şi minime, Sectoarele cu plug se arată din nou a fi cele mai avantajoase, fiind distanţate de sectoarele în care se aplică celelalte procedee. In general consumul de posturi are valoarea cea mai scăzută în stratele de grosime medie şi creşte cel mai mult în stratele subţiri. De asemenea se poate constata în general o creştere a consumului de posturi începînd cu extragerea prin plug, continuînd cu extragerea prin havare şi cu frontul de abataj fără stîlpi şi terminînd cu extragerea după metode vechi.

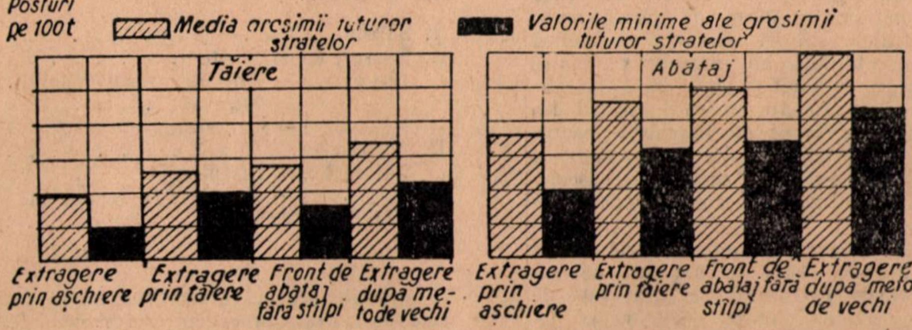


Fig. 13. Consum de posturi la tăiere şi în abataj la diferitele procedee în funcţie de grosimea stratului.

In fig. 14 sînt redate în mod comparativ producţia, productivitatea şi costurile în dependenţă de grosimea stratului pentru abatajele cu plug şi sectoarele cu extragere după metode vechi.

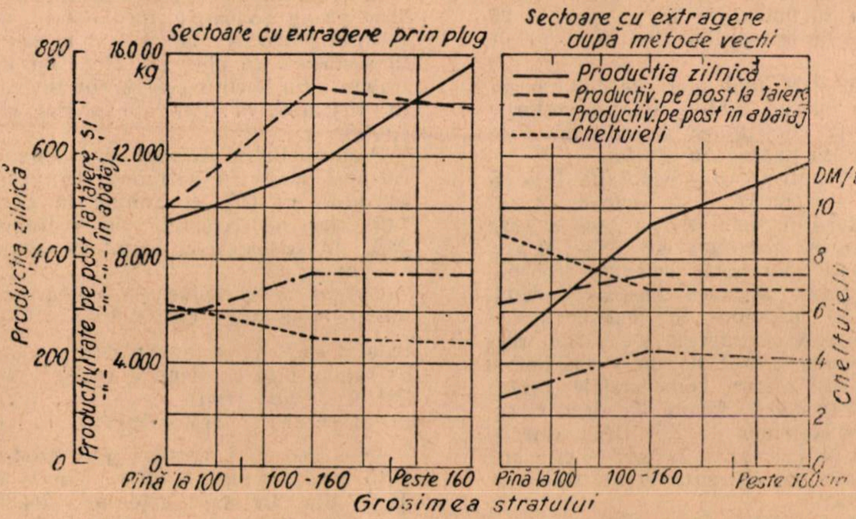


Fig. 14. Productivitate pe post la tăiere şi în abataj, producţia zilnică şi cheltuielile la diferitele procedee în fncţie de grosimea stratului.

Producţia creşte cu grosimea stratului şi la toate procedeele de extragere este maximă la stratele mai groase.

Productivitatea la tăiere creşte de asemenea cu grosimea stratului. In general ea este maximă la stratele mai groase. Totuşi la extragerea cu plug valoarea maximă se înregistrează în stratele de grosime mijlocie. Costurile sînt maxime la toate procedeele în stratele subţiri. Ele sînt minime la procedeele mecanizate în stratele groase, iar la sectoarele cu extragere după metode vechi, în stratele de grosime medie.

In cele ce urmează vom examina comparaţiile făcute de exploatări şi anume:

1) 17 abataje cu plug şi 17 sectoare cu extragere după metode vechi;

2) 4 abataje cu plug şi 4 sectoare cu front de abataj fără stîlpi;

3) 6 sectoare cu extragere prin havare şi 6 sectoare cu extragere după metode vechi;

4) 5 sectoare cu extragere prin havare şi 5 sectoare cu extragere prin havare după metode vechi (fără transportor blindat deplasabil; susţinere în lemn);

5) 9 sectoare cu front de abataj fără stîlpi şi 9 sectoare cu extragere după metode vechi.

Făcînd acum o comparaţie între cele 17 abataje cu plug şi sectoarele cu extragere după metode vechi rezultă în medie un profit de 2,49 DM/t, faţă de 1,91 DM/t, cît se obţine la o primă comparaţie. In cazul de faţă economiile maxime sînt de 3,43 DM/t şi se înregistrează la stratele de grosime medie. Aceasta se explică prin marile economii de salarii realizate de unele exploatări datorită unei productivităţi reduse în vechile sectoare deservite manual şi cu producţie scăzută, care în parte nu erau destul de apte pentru o comparaţie. La aceasta se mai adaugă de multe ori unele reduceri importante ale costurilor cu susţinerea, datorită economiilor considerabile care s-au putut face adeseori. De asemenea, aceste sectoare şi mai ales cele plasate în strate de grosime mijlocie au avut o situaţie mai bună în privinţa chiriilor pentru maşini şi cheltuielilor de montare, iar în unele cazuri s-a putut face economie la consumul de energie. Pe de altă parte, organizarea muncii joacă un rol important: extragerea în două schimburi în sectoarele mecanizate are o influenţă deosebit de mare asupra costurilor cu maşinile. Şi în ceea ce priveşte costurile pentru instalaţii multe sectoare au fost sub valoarea medie obişnuită.

Făcînd acum o a doua comparaţie, care cuprinde însă numai 4 sectoare, iese imediat în evidenţă economia medie de 4,29 DM/t, care trebuie remarcată mai ales pentru că în acest caz comparaţia se face între abataje cu plug şi sectoare cu front de abataj fără stîlpi. Este totuşi destul de greu să ne formăm o idee clară numai pe baza a puţine rezultate. Diferenţa se datoreşte iarăşi marilor economii de salarii realizate în special în stratele subţiri. Aceasta se explică prin producţia ridicată obţinută cu maşinile de înaltă productivitate şi printr-o productivitate redusă în sectoarele deservite manual şi plasate în strate subţiri. La aceasta se mai adaugă şi faptul că la chiriile pentru maşini s-au putut face economii destul de mari şi că costurile de întreţinere au fost reduse. De asemenea şi în acest caz s-au putut face economii considerabile la susţinere.

Făcînd o comparaţie între extragerea prin tăiere şi extragerea după metode vechi se constată că valoarea medie pentru toate grosimile de strat este de 2,16 DM/t, fiind cu mult mai mare decît media generală de 0,52 DM/t. Şi în acest caz economiile realizate s-au făcut mai ales la salarii. Ele au depăşit uneori cu mult media obişnuită. Motivele sînt aceleaşi ca la comparaţiile anterioare. In al doilea rînd trebuie menţionate economiile realizate la susţinere. Acestea recompensează cu uşurinţă chiriile pentru maşini şi costurile cu întreţinerea, care sînt mai mari, precum şi costul consumului de energie, care este de asemenea mai ridicat.

Pentru grosimi de strat sub 100 cm nu s-a putut face decît o singură comparaţie. In acest caz economiile de salarii au fost mai mici, iar costurile cu maşinile au fost — dimpotrivă — de două ori mai mari decît media obişnuită. De asemenea, costul materialelor a fost apreciabil, mai ales datorită unei susţineri suplimentare, aşa încît în cele din urmă au rezultat în total costuri suplimentare în valoare de 23 Pf/t. In acest caz costurile suplimentare au depăşit deci economiile.

Şi pentru grosimi de strat mai mari de 160 cm nu s-a raportat decît un singur sector. Pentru costurile din acest sector a fost hotărîtoare o economie de 1,81 DM/t realizată la susţinerea în abataj.

In al patrulea caz s-a făcut o comparaţie între 5 sectoare cu extragere prin tăiere şi 5 sectoare cu extragere prin havare după metode vechi. Acestea erau plasate toate în strate cu grosimea de 100—160 cm. Şi la această comparaţie s-au putut constata economii de salarii a căror valoare depăşea media obişnuită. Costurile cu maşinile au corespuns în general cu media obişnuită. La consumul de energie s-au putut realiza de multe ori economii destul de mari. Instalaţiile au cauzat în unele cazuri costuri considerabile. Totuşi, datorită importantelor economii făcute la armare s-a putut realiza în total o economie de 2,50 DM/t, care — cu toate că extragerea se face prin havare — este mai mare decît la comparaţia făcută anterior cu sectoarele deservite exclusiv manual.

In ultimul caz sînt prezentate 9 sectoare cu front de abataj fără stîlpi, în comparaţie cu 9 sectoare cu extragere după metode vechi. Valorile lor medii corespund în general cu valorile menţionate în prima parte a articolului pentru sectoarele cu front de abataj fără stîlpi. Cele mai multe dintre sectoare au fost plasate în strate cu grosimea de peste 160 cm. La cîteva dintre ele s-au înregistrat costuri mai ridicate cu materialele şi anume uneori la instalaţii, iar alte ori la susţinerea în abataj. Totuşi în general, aceste costuri au fost compensate de economiile mai mari făcute la salarii.

In ceea ce priveşte salariile caracteristice corespunzătoare comparaţiilor făcute, trebuie menţionat că — în general — pentru lungimea şi înaintarea abatajelor, precum şi pentru productivitate pot rămîne valabile valorile medii menţionate în prima parte a articolului. La abatajele cu plug aceste valori medii pot fi extinse şi asupra producţiei zilnice. La extragerea prin tăiere producţia a fost de 425 t, adică cu circa 100 t mai mică, iar în sectoarele cu front de abataj fără stîlpi de 507 t, adică cu circa 70 t mai mare.

Insfîrşit, sînt menţionate costurile medii de la 61 sectoare mecanizate. Diferitele feluri de costuri participă la componenţa acestor costuri medii în următoarele proporţii :

I. Salarii		59%
II. Costuri cu maşinile		17%
din care : — Chirii pentru maşini	8%	
— Montare	6%	
— Consum de energie	3%	
III. Materiale		22%
din care : — Instalaţii	3%	
— Susţinerea în abataj	19%	
IV. Cheltuieli diverse		2%
Total		100%

Costurile pentru salarii reprezintă deci şi în sectoarele mecanizate procentul cel mai mare. Urmează apoi costurile pentru materiale, din care cea mai mare parte revin susţinerii în abataj. De abia după aceasta urmează costurile cu maşinile, reprezentate prin chiriile pentru maşini şi costurile de montare, care sînt ceva mai mici. Consumul de energie şi instalaţiile participă la costuri cu un procent neaşteptat de scăzut.

Economiile au fost în medie de 2 DM/t şi costurile suplimentare de 60 Pf/t, aşa încît rezultă un profit mediu de 1,40 DM/t.

Problema folosirii în sectoarele mecanizate a oamenilor care nu mai sînt în întregime capabili de muncă a fost atinsă numai în 19 cazuri.

In consecinţă, se constată că sectoarele mecanizate nu oferă în mod special avantajul de a putea folosi oamenii care nu mai sînt în întregime capabili de muncă.

In rezumat, din rapoartele exploatărilor se poate deduce că în sectoarele mecanizate producţia zilnică pe sectorul productiv (fig. 12) a crescut cu 14% şi anume în sectoarele cu plug cu 27%, iar în sectoarele cu extragere prin tăiere cu 11%, în timp ce — dimpotrivă — în sectoarele cu front de abataj fără stîlpi a scăzut cu 9%.

Productivitatea pe post de tăiere (fig. 14) a crescut cel mai mult. In sectoarele mecanizate ea a crescut în medie cu 48% şi anume în sectoarele cu plug cu 74%, iar în sectoarele cu extragere prin tăiere cu 28%. In sectoarele cu front de abataj fără stîlpi ea a crescut cu 23%.

Cu privire la reducerea costurilor (fig. 12), au rezultat următoarele cifre:

Totalul sectoarelor mecanizate	19%
Extragere prin aşchiere	27%
Extragere prin tăiere	7%
Front de abataj fără stîlpi	13%

Cele mai mici creşteri ale producţiei şi productivităţii s-au înregistrat în sectoarele cu front de abataj fără stîlpi. De aceea este de aşteptat ca trecerea acestor sectoare la extragerea mecanizată să formeze pasul următor în domeniul mecanizării.

Potrivit unor constatări făcute într-un număr destul de mare de exploatări, în anul 1951 producţia sectoarelor mecanizate provenea în proporţie de 17,8% din abataje plasate în strate cu accidente tectonice. Cercetările efectuate nu permit să se facă vreo afirmaţie în această privinţă. Ar fi de dorit să se facă o completare în această direcţie, pentru că foarte dese ori condiţiile defavorabile de zăcămînt sînt prezentate ca o piedică în calea mecanizării.

In sfîrşit, se mai poate constata, că — pe baza prezentelor date, care au fost adunate şi verificate cu multă grijă — s-a făcut dovada clară a rentabilităţii sectoarelor mecanizate. Economiile cele mai mari se înregistrează la costurile pentru salarii. Odată cu creşterea salariilor va creşte aşa dar şi mai mult rentabilitatea mecanizării.

Forma economică a unei susţineri metalice în arc cu trei articulaţii, pentru cîteva cazuri de încărcări simetrice

Prof. ing. **E. Paul**
Institutul de Mine-Petroşani

Susţinerea metalică este cea mai apropiată înlocuitoare a susţinerii în lemn.

In general, poate fi aplicată atît ca susţinere definitivă, cît şi ca susţinere provizorie, indiferent de gradul de stabilitate al rocilor. De altă parte, la durată scurtă, susţinerea metalică poate fi răpită şi reutilizată, ceea ce pînă în prezent prezintă un avantaj însemnat faţă de oricare altă susţinere.

Obişnuit întîlnim susţineri metalice în formă de cadru dreptunghiular sau trapezoidal, imitînd forma susţinerilor în lemn şi susţineri în formă de arc.

In condiţii identice, susţinerea în arc rezistă la presiuni mult mai mari decît susţinerea în formă de cadru. De aici urmează, greutate de oţel mai redusă şi construcţie mai uşoară în general.

Astfel din punct de vedere economic, susţinerea în arc este mult mai avantajoasă decît cadrul dreptunghiular sau trapezoidal.

In anumite cazuri poate prezenta un avantaj şi împrejurarea, că la susţinerea în arc nu este nevoie să se scoată sterilul din colţurile de sus ale galeriei.

In cele ce urmează, vom căuta să precizăm, forma cea mai economică a unei susţineri în arc cu trei articulaţii, în plan vertical, supusă unor presiuni exterioare simetrice, constituită din două grinzi curbe (OA) şi (OB) identice, simetrice faţă de verticala care trece prin (O), cu trei articulaţii (A), (O) şi (B) după cum arătăm în fig. 1.

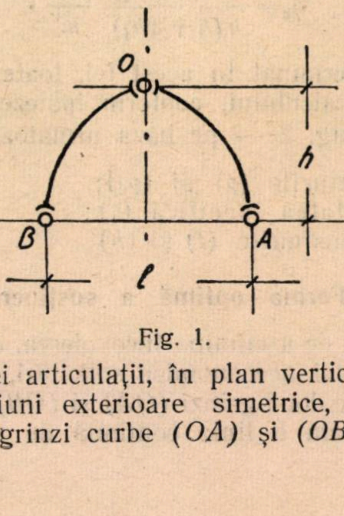


Fig. 1.

Aceasta, introducînd în calcule ordinea de mărime a împingerilor laterale (E) fig. 2 determinată pe baza teoriei lui Protodiaconov.

Vom presupune apoi, că sistemul de susţinere este rigid, înţelegînd prin aceasta, că atît forma grinzilor curbe (OA) şi (OB), cît şi dimensiunile (l) şi (h), nu suferă nici un fel de modificare. Toate încercările se presupun distribuite continuu, ipoteza de încărcare fiind concretizată în fig. 2 unde:

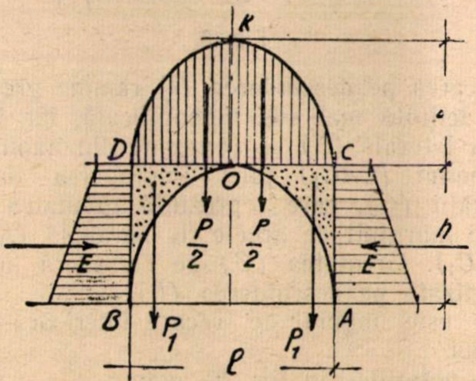


Fig. 2.

Parabola (DKC) reprezintă bolta de surpare naturală, a cărei înălţime este de (z) metri.

Forţa (P) reprezintă greutatea în tone a volumului de rocă de sub bolta de surpare, mărginit de orizontala (DOC), ce revine pe 1 m lungime de galerie, prin urmare:

$$P=\left(\frac{P}{2}+\frac{P}{2}\right)=\frac{2}{3}\, l\cdot z\cdot\gamma\cdot 1{,}0 \text{ tone}$$

(γ) fiind greutatea specifică a rocii exprimată în t/m³.

$(2P_1)$ asemănător, reprezintă greutatea volumului de rocă mărginit de arcele (OA), (OB), orizontala (DOC) şi verticalele (AC) şi (BD), revenind pe 1 m lungime de galerie.

Greutatea (P_1) se poate evalua cu suficientă aproximaţie, presupunînd aici, că arcele $(OA$ şi $OB)$ sînt arce de parabolă. Acceptînd această simplificare, avem pe 1 m lungime de galerie:

$$P_1=\frac{1}{3}\cdot\frac{l}{2}\,h\cdot\gamma\cdot 1{,}0=\frac{\gamma\, l\, h}{6}\ \text{tone.}$$

Forţele orizontale (E) egale şi direct opuse, reprezintă împingerile laterale, de asemenea exprimate în tone pe metrul liniar de galerie.

In înţelesul teoriei lui Protodiakonov — fig. 3 — în cazul cînd există presiune laterală, încărcarea pe deschiderea (l) rămîne greutatea (P) definită mai sus nemodificată, iar împingerea laterală (E) se compune din împingerea volumului (CAC_1) plus împingerea datorită greutăţii (G), care reprezintă greutatea volumului mărginit de arcele de parabolă (KC) şi $(K_1\ C_1)$. Greutatea (G) se consideră uniform repartizată pe deschiderea (l_1).

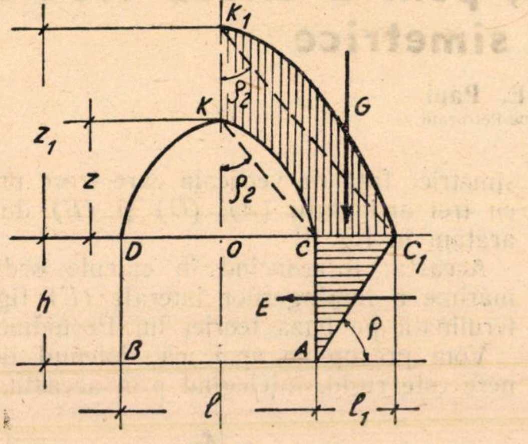


Fig. 3.

(ρ) este unghiul de frecare interioară al terenului.

Cu notaţiile din fig. 3, avem:

$$l_1=\frac{h}{\text{tg}\ \rho}$$

$$\text{şi}\ \ G=\frac{1}{3}\left[\frac{2}{3}(l+2\,l_1)\,Z_1-\frac{2}{3}\,l\,Z\right]\gamma\cdot 1{,}0=$$
$$=\frac{\gamma}{3}\Big[\,(l+2l_1)\,Z_1-lZ\,\Big]\text{tone}$$

în care, înălţimile de surpare (Z) şi (Z_1) sînt:

$$Z=\frac{l}{2\ \text{tg}\ \rho_2}\ \ \text{şi}\ Z_1=\frac{l+2l_1}{2\ \text{tg}\ \rho_2}$$

ρ_2 fiind unghiul de surpare.

Rezultă încărcarea adiţională echivalentă, uniform distribuită pe suprafaţa (CC_1):

$$q=\frac{G}{1{,}0\cdot l_1}=\frac{G}{l_1}\ \frac{\text{tone}}{m^2}$$

şi înălţimea de rocă echivalentă:

$$h_1=\frac{q}{\gamma}\ \text{m.}$$

Cum orientarea orizontală a forţelor (E) din ipoteza de încărcare — fig. 2 — corespunde cazului $(\rho_1=0)$, cu notaţiile din fig. **4**:

$$\varphi=\frac{90^0-\rho}{2}=45^0-\frac{\rho}{2}$$

$$m=(h+h_1)\ \text{tg}\ \varphi$$

$$E=\frac{m^2\gamma}{2}=\frac{\gamma}{2}(h+h_1)^2\ \text{tg}^2\ \varphi\ \frac{\text{tone}}{\text{m}}$$

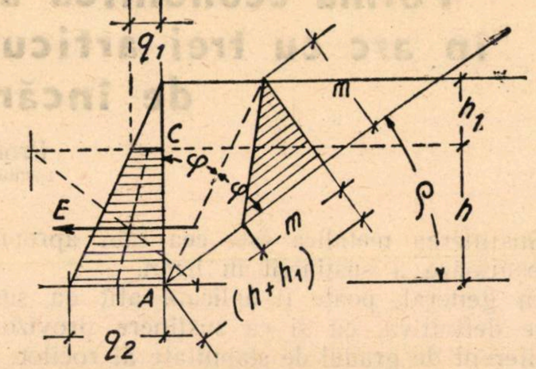


Fig. 4.

notînd apoi cu (q_1) presiunea echivalentă în (C) fig. 4 şi cu (q_2) presiunea echivalentă în (A), avem:

$$E=\left(\frac{q_1+q_2}{2}\right)h\,;$$

de unde:

$$(q_1+q_2)=\frac{2\,E}{h}$$

Tot din fig. 4

$$\frac{q_1}{h_1}=\frac{q_2}{(h+h_1)}=\frac{q_1+q_2}{h+2\,h_1}=\frac{2\,E}{h\,(h+2\,h_1)}$$

de aici:

$$q_1=\frac{2\,E\,h_1}{h\,(h+2h_1)}\ \frac{\text{tone}}{m^2}$$

şi

$$q_2=\frac{2\,E\,(h+h_1)}{h\,(h+2\,h_1)}\ \frac{\text{tone}}{m^2}\,.$$

Am determinat în acest fel, toate elementele necesare calculului, conform ipotezei de încărcare din fig. 2 — pe baza următoarelor date:

1. Unghiurile (ρ) şi (ρ_2);
2. Greutatea specifică (γ);
3. Dimensiunile (l) şi (h).

Forma optimă a susţinerii

Intenţia de a elimina încovoierea, ca una dintre cele mai neeconomice solicitări, ne impune pentru cele două grinzi (OA) şi (OB), drept axă longitudinală o linie continuă de aşa natură, încît momentele încovoietoare datorite sarcinilor pe care le suportă, să fie nule, în oricare punct al ei.

Şi dacă există posibilitatea să precizăm o asemenea linie continuă, relaţiunea :

$$\frac{dM}{ds}=Q(l),$$

implică în mod evident, că în timpul acelei linii şi forţa tăietoare să fie nulă, căci vom avea ($dM = O$) ori unde am considera elementul de lungime de arc (ds).

Concludem de aici, că linia de moment încovoietor nul, concepută în scopul de a elimina încovoierea, odată cu încovoierea elimină şi forţa tăietoare. Deci, se identifică întocmai cu ceea ce noi numim : linie de presiune.

Din cele de mai sus rezultă, că linia de presiune, definită mai sus, ca linie de moment încovoietor nul, reduce solicitările la una singură ; compresiunea datorită forţelor axiale.

Această însuşire implică în primul rînd, o secţiune transversală minimă, drept urmare o greutate totală minimă şi alte avantaje, care toate împreună contribuie ca grinda a cărei axă longitudinală coincide cu linia de presiune, să fie în general cea mai economică.

In cazul susţinerilor metalice, datorită adaptabilităţii materialului şi a prefabricatelor existente, linia de presiune, dă în toate împrejurările cea mai economică soluţie.

Inţelegînd acest fapt, problema determinării celei mai economice forme, în cazul de faţă, se reduce la trasarea liniei de presiune corespunzătoare ipotezei de încărcare din fig. 2.

Ecuaţia liniei de presiune

Anticipat cunoaştem pentru fiecare arc (OA) sau (OB) cîte două puncte de moment încovoietor nul, articulaţiile (A), (O) şi (B). Deci, referindu-ne la grinda (OA), linia de presiune trece prin articulaţiile (O) şi (A).

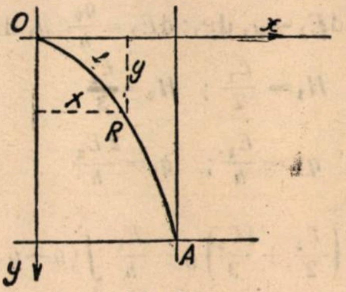


Fig. 5.

Notînd astfel cu (x) şi (y) coordonatele unui punct curent (R) de pe linia de presiune — fig. 5 — despre care presupunem că concide cu axa longitudinală a grinzii, este evident că vom putea exprima în funcţie de (x) şi (y) momentele încovoietoare datorite diferitelor încărcări în punctul (R), care în acest fel coincide cu centrul de greutate al secţiunii transversale respective.

Facem acest lucru, separat pentru fiecare fel de încărcare, după cum urmează :

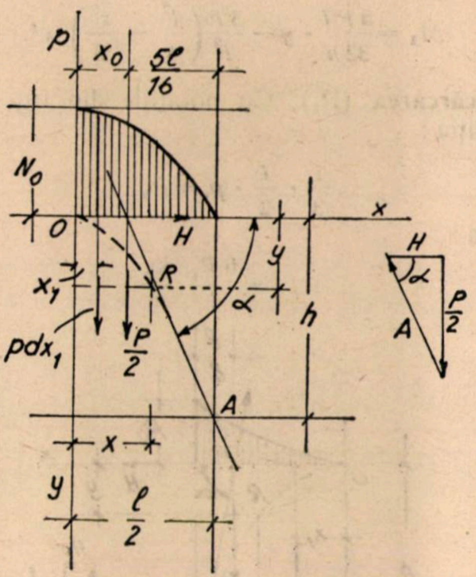


Fig. 6.

Incărcarea (P), cu notaţiile din fig. 6 din condiţia :

$$\frac{2}{3}\, l\, p_0 = P$$

sarcina pe unitatea de deschidere în (0) este :

$$p_0=\frac{2}{3}\,\frac{P}{l}\cdot\frac{\mathrm{kg}}{\mathrm{m}}$$

şi sarcina pe unitatea de deschidere la depărtarea (x) de originea (O) ;

$$p=\frac{4\,p_0}{l^2}\left(\frac{l^2}{4}-x^2\right)$$

sau

$$p=\frac{6\,P}{l^3}\left(\frac{l^2}{4}-x^2\right)\cdot$$

Tot din fig. 6.

$$\operatorname{tg}\alpha=\frac{16\,h}{5\,l}\cdot$$

Rezultă reacţiunea articulaţiei (0)

$$H=\frac{H}{2\operatorname{tg}\alpha}=\frac{5\,P\,l}{32\,h}\ \text{tone}$$

şi momentul încovoietor în secţiunea (R) considerînd forţele din stînga secţiunii

$$M_1=Hy-\int_0^x (x-x_1)\,p\,dx_1$$

sau

$$M_1 = \frac{5\,P\,l}{32\,h}\,y - \frac{6\,P}{l^3}\int_0^x (x-x_1)\left(\frac{l^2}{4} - x_1^2\right) \mathrm{d}x_1 .$$

Integrînd :

$$M_1 = \frac{5\,P\,l}{32\,h}\cdot y - \frac{3\,P}{l^3}\left(\frac{l^2}{4} - \frac{x^2}{6}\right) x^2. \qquad \text{(II)}$$

Incărcarea (P_1). Cu notaţiile din fig. 7 din condiţia :

$$\frac{1}{3}\cdot\frac{l}{2}\cdot p_0 = P_1$$

avem :

$$p_0 = \frac{6\,P_1}{l}\ \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

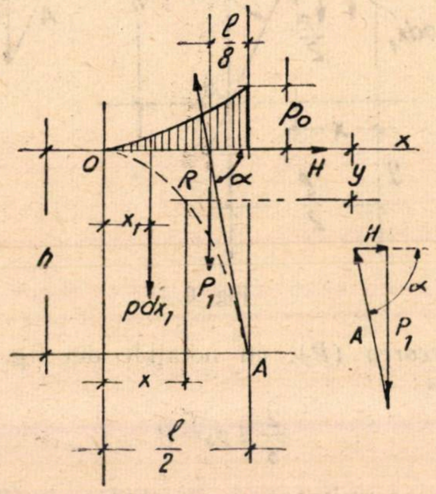


Fig. 7.

şi sarcina pe unitate de deschidere la depărtarea (x) de originea (O) ;

$$p = \frac{4\,P_0}{l^2}\,x^2$$

sau

$$p = \frac{24\,P_1}{l^3}\cdot x^2\ \frac{\text{kg}}{\text{m}}\cdot$$

Tot din fig. 7

$$\operatorname{tg}\alpha = \frac{8\,h}{l}\cdot$$

Rezultă reacţiunea articulaţiei (0)

$$H = \frac{P_1}{\operatorname{tg}\alpha} = \frac{P_1\,l}{8\,h}\ \text{kg}$$

şi momentul încovoietor în secţiunea (R)

$$M_2 = H_y - \int_0^x (x-x_1)\,p\,\mathrm{d}x_1$$

sau

$$M_2 = \frac{P_1\,l}{8\,h}\,y - \frac{24\,P_1}{l^3}\int_0^x (x-x_1)\,x_1^2\,\mathrm{d}x_1 .$$

Integrînd

$$M_2 = \frac{P_1\,l}{8\,h}\,y - \frac{2\,P_1\,x^4}{l^3} \qquad \text{(III)}$$

Impingerea laterală (E). Expresia depărtării centrului de greutate al unui trapez fiind incomodă, vom împărţi aici împingerea (E) în două părţi :

$$E_1 + E_2 = E$$

corespunzător presiunilor (q_1) şi

$$q_0 = q_2 - q_1$$

după cum se vede din fig. 8.

Avem astfel :

$$E_1 + q_1\,h\ ;\ E_2 = q_0\,\frac{k}{2}\ \text{tone}$$

şi reacţiile articulaţiei (0)

$$H_1 = \frac{E_1}{2}\ ;\ H_2 = \frac{E_2}{3}\ \text{tone.}$$

Cu acestea, momentul încovoietor în secţiunea (R) datorit împingerilor laterale (E_1) şi (E_2) este :

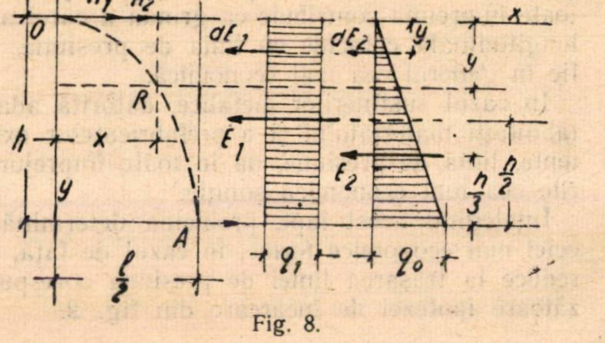


Fig. 8.

$$M_3 = (H_1 + H_2)\,y - \int_0^y (y-y_1)\,\mathrm{d}E_1 - \int_0^y (y-y_1)\,\mathrm{d}E_2$$

Inlocuind

$$\mathrm{d}E_1 = q_1\,\mathrm{d}y_1;\ \mathrm{d}E_2 = \frac{q_0}{h}\,y_1\,\mathrm{d}y_1$$

$$H_1 = \frac{E_1}{2}\ ;\ H_2 = \frac{E_2}{3}$$

$$q_1 = \frac{E_1}{h}\ ;\quad q_0 = \frac{2\,E_2}{h}$$

$$M_3 = \left(\frac{E_1}{2} + \frac{E_2}{3}\right) y - \frac{E_1}{h}\int_0^y (y-y_1)\,\mathrm{d}y_1 -$$

$$-\frac{2\,E_2}{h}\int_0^y (y-y_1)\,y_1\,\mathrm{d}y_1 .$$

Integrînd :

$$M_3 = \left(\frac{E_1}{2} + \frac{E_2}{3}\right) y - \frac{E_1}{2h}\,y^2 - \frac{E_2}{3\,h^2}\,y^3. \qquad \text{(IV)}$$

Linia de presiune. Însumînd și anulînd expresiile (II) (III) și (IV), avem ecuația liniei de presiune, definită ca linie de moment încovoietor nul:

$$M_1+M_2+M_3=0$$

sau:

$$\left(\frac{5Pl}{32h}+\frac{P_1 l}{8h}+\frac{E_1}{2}+\frac{E_2}{3}\right) y-$$

$$-\frac{3P}{2l^3}\left(\frac{l^2}{2}-\frac{x^2}{3}\right) x^2-\frac{2P_1 x^4}{l^3}-\frac{E_1}{2h} y^2-$$

$$-\frac{E_2}{3h^2} y^3=0 \qquad \text{(V)}$$

care se poate pune sub forma:

$$ay-b=z \qquad \text{(VI)}$$

unde:

$$a=\left(\frac{5Pl}{32h}+\frac{P_1 l}{8h}+\frac{E_1}{2}+\frac{E_2}{3}\right)=\text{constant}$$

$$b=\frac{3P}{2l^3}\left(\frac{l^2}{2}-\frac{x^2}{3}\right) x^2+\frac{2P_1 x^4}{l^3}=f(x)$$

$$z=\frac{E_1}{2h} y^2+\frac{E_2}{3h^2} y^3=f(y).$$

Trasarea grafică a liniei de presiune (ecuația V) se face suficient de comod, făcînd uz de următorul procedeu:

Desenăm două axe rectangulare (oy) și (oz) și reprezentăm la o scară potrivită funcțiunea:

$$z=f(x).$$

Obținem astfel curba (*1*) din fig. 9.

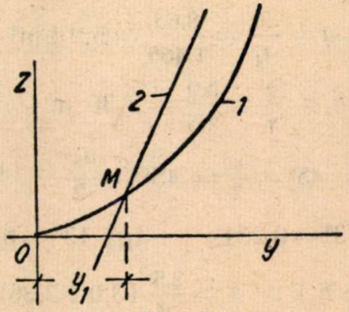


Fig. 9.

Dăm o valoare oarecare lui (x), zicem (x_1) cuprinsă în intervalul de valori ($0 \rightarrow \frac{l}{2}$) și calculăm valoarea corespunzătoare a lui (b).

Notînd această valoare cu (b_1) vom avea:

$$b_1=f(x_1).$$

Considerăm apoi dreapta:

$$Z_1=ay-b_1$$

și o reprezentăm grafic raportînd-o la aceleași axe de referință (oy), (oz).

Obținem astfel dreapta (*2*) din fig. 9.

Curba (*1*) și dreapta (*2*) se intersectează într-un punct (M) a cărui abscisă (y_1) este valoarea lui (y) care împreună cu (x_1) satisface ecuația (V).

Lungimile (x_1) și (y_1) astfel determinate constituie împreună coordonatele unui punct (R_1) al liniei de presiune.

Analog, determinăm oricîte alte puncte.

Funcțiunea:

$$z=f(y)$$

adică, curba (1) rămîne neschimbată, fiind independentă de (x).

Curba (*V*) este continuă în tot intervalul de valori.

$$x=0: \qquad y=0$$

$$x=\frac{l}{2}; \qquad y=h.$$

Forța axială

Suma proiecțiilor pe verticală, a tuturor forțelor efectiv aplicate și reacțiuni, aflate la stînga punctului de coordonate (x), (y) este;

$$Vxy=\frac{6P}{l^3}\int_0^x\left(\frac{l^2}{4}-x_1^2\right)dx_1+\frac{24P_1}{l^3}\int_0^x x_1^2\, d\, x_1=$$

$$=\frac{3P}{2l^3}\left(l^2-\frac{4}{3}x^2\right)x+\frac{8P_1}{l^3}x^3$$

și suma proiecțiunilor pe orizontală, a tuturor forțelor efectiv aplicate și reacțiuni, aflate la stînga punctului (x), (y).

$$H_{xy}=\frac{5Pl}{32h}+\frac{P_1 l}{8h}+\frac{E_1}{2}+\frac{E_2}{3}-$$

$$-\int_0^y q_1\, dy_1-\frac{q_0}{h}\int_0^y y_1\, dy_1=a-\frac{E_1}{h^2}y-\frac{E_2}{h^2}y^2.$$

Rezultanta acestora, este forța axială în punctul de coordonate (x), (y).

$$T=\sqrt{V_{xy}^2+H_{xy}^2}. \qquad \text{(VII)}$$

Pentru ($x=0$) și ($y=0$), (VII) ne dă reacțiunea articulației (0), iar pentru $\left(x=\frac{l}{2}\right)$ și ($y=h$), forța axială în (A), egală și direct opusă cu reacțiunea articulației (*A*).

Ecuația (V) fiind de forma;

$$f(x, y)=0$$

coeficientul unghiular al tangentei dusă la curba (V) în punctul de coordonate (x), (y) este:

$$\frac{\left(\frac{\partial f}{\partial x}\right)}{\left(\frac{\partial f}{\partial y}\right)}=\frac{\frac{3}{2}\frac{P}{l^3}\left(l^2-\frac{4}{3}x^2\right)x+\frac{8P_1}{l^3}x^3}{a-\frac{E_1}{h}y-\frac{E_2}{h^2}y^2}$$

şi înclinarea forţei axiale faţă de orizontală, în acelaşi punct:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{V_{xy}}{H_{xy}}.$$

Egalitatea acestora demonstrează, că rezultanta (T) este paralelă cu tangenta dusă la curba (V) în punctul de coordonate (x), (y), iar momentul încovoietor nul, în raport cu acelaşi punct, cazul $(T = o)$ fiind exclus, implică rezultantei (T) să fie tangentă la curba (V). Se verifică astfel concluzia făcută pe baza relaţiunii (I), căci dacă rezultanta (T) este tangentă la curba (V), proiecţia ei pe normală, adică forţa tăietoare este evident nulă.

Observaţii. Ecuaţia (V) este valabilă numai în cazul cînd încărcările sînt riguros simetrice. Astfel, pentru a înlătura orice neînţelegere, precizăm mai jos cele trei cazuri particulare în care ecuaţia (V) rămîne valabilă.

1. *Cazul* $(E = O)$

Ecuaţia (V) în acest caz este:

$$\left(\frac{5Pl}{32h} + \frac{P_1 l}{8h}\right) y - \frac{3P}{2l^3}\left(\frac{l^2}{2} - \frac{x^2}{3}\right) x^2 - \frac{2P_1 x^4}{l^3} = 0$$

de forma:

$$a\,y - b = 0.$$

2. Cazul $(E = 0)$ şi $(P_1 = 0)$

Ecuaţia (V) în acest caz devine:

$$\frac{5Pl}{32h}\, y - \frac{3P}{2l^3}\left(\frac{l^2}{2} - \frac{x^2}{3}\right) x^2 = 0$$

sau:

$$y = \frac{48h}{5l^4}\left(\frac{l^2}{2} - \frac{x^2}{3}\right) x^2$$

independentă de (P).

3. Cazul $(P_1 = 0)$

Ecuaţia (V) în acest caz este:

$$\left(\frac{5Pl}{32h} + \frac{E_1}{2} + \frac{E_2}{3}\right) y\, \frac{3P}{2l^3}\left(\frac{l^2}{2} - \frac{x^2}{3}\right) x^2 =$$

$$= \frac{E_1}{2h}\, y^2 + \frac{E_2}{3h^2}\, y^3$$

de forma:

$$a\,y - b = z.$$

La susţinerile metalice, realizarea unei axe longitudinale care să coincidă cu linia de presiune, practic nu prezintă nici un fel de dificultate. Baza de dimensionare este forţa axială (T) la care nu se mai adaugă decît, eventual, influenţa greutăţii proprii şi problema stabilităţii.

În cazul cînd forma gabaritului necesar, nu permite realizarea întocmai a profilului cerut de linia de presiune, aceasta odată trasată, ne oferă posibilitatea de a urmări cu uşurinţă, momentul încovoietor, forţa tăietoare şi axială în fiecare secţiune transversală a formei de grindă aplicată.

Exemplu de calcul. Pentru exemplificarea modului de conducere a calculelor prezentăm mai jos, forma liniei de presiune, corespunzătoare datelor:

$$\rho = 64^0 \qquad l = 4{,}2 \text{ m} \qquad \gamma = 2{,}5 \text{ t/m}^3$$
$$\rho_2 = 58^0 \qquad h = 3{,}0 \text{ m}$$

luate în mod arbitrar.

Cu aceste date avem:

$$\operatorname{tg} \rho = \operatorname{tg} 64^0 = 2{,}050$$

$$\operatorname{tg} \rho_2 = \operatorname{tg} 58^0 = 1{,}600$$

$$l_1 = \frac{h}{\operatorname{tg} \rho} = \frac{3{,}00}{2{,}05} = 1{,}465 \text{ m}$$

$$z = \frac{l}{2 \operatorname{tg} \rho_2} = \frac{4{,}2}{2 \cdot 1{,}600} = 1{,}315 \text{ m}$$

$$z_1 = \frac{l + 2l_1}{2 \operatorname{tg} \rho_2} = \frac{4{,}2 + 2 \cdot 1{,}465}{2 \cdot 1{,}600} = 2{,}230 \text{ m}$$

$$P = \frac{2}{3}\gamma l z = \frac{2}{2} \cdot 2{,}5 \cdot 4{,}2 \cdot 1{,}315 = 9{,}2 \text{ t}$$

$$P_1 = \frac{\gamma l h}{6} = \frac{2{,}5 \cdot 4{,}2 \cdot 3{,}0}{6} = 5{,}25 \text{ t}$$

$$G = \frac{\gamma}{3}\left[(l + 2l_1) z_1 - l z\right] = \frac{2{,}5}{3}(7{,}13 \cdot 2{,}23 -$$
$$- 4{,}2 \cdot 1{,}315) = 8{,}65 \text{ t}$$

$$q = \frac{G}{l_1} = \frac{8{,}65}{1{,}465} = 5{,}9 \text{ t/m}^2$$

$$h_1 = \frac{q}{\gamma} = \frac{5{,}9}{2{,}5} = 2{,}36 \text{ m}$$

$$\varphi = 45^0 - \frac{\rho}{2} = 45^0 - \frac{64^0}{2} = 13^0$$

$$\operatorname{tg} 13^0 = 0{,}231; \qquad \operatorname{tg}^2 13^0 = 0{,}053$$

$$E = \frac{\gamma}{2}(h + h_1)^2 \operatorname{tg}^2 \varphi = \frac{2{,}5}{2}(3{,}0 + 2{,}36)^2 \cdot 0{,}053 =$$
$$= 1{,}90 \text{ t}$$

$$q_1 = \frac{2 E h_1}{h(h + 2h_1)} = \frac{2 \cdot 1{,}90 \cdot 2{,}36}{3{,}0 \cdot 7{,}72} = 0{,}388 \frac{t}{m^2}$$

$$q_2 = \frac{2E(h + h_1)}{h(h + 2h_1)} = \frac{2 \cdot 1{,}90 \cdot 5{,}36}{3{,}0 \cdot 7{,}72} = 0{,}882 \frac{t}{m^2}$$

$$q_0 = q_2 - q_1 = 0{,}882 - 0{,}388 = 0{,}494 \frac{t}{m^2}$$

$$E_1 = q_1 h = 0.388 \cdot 3{,}0 = 1{,}160 \text{ t.}$$

$$E_2 = q_0 \frac{h}{2} = \frac{0{,}494}{2}\, 3{,}0 = 0{,}740 \text{ t.}$$

Funcţia : $z = f\,(y)$

$$z = \left(\frac{E_1}{2\,h} + \frac{E_2\,Y}{3\,h^2}\right)\,y^2$$

înlocuind :

$$\frac{E_1}{2\,h} = \frac{1{,}16}{2 \cdot 3{,}0} = 0{,}1930$$

$$\frac{E_2}{3\,h^2} = \frac{0{,}74}{3 \cdot 3{,}0^2} = 0{,}0274$$

devine

$$z = (0{,}1930 + 0{,}0274\;y)\;y^2.$$

Pentru diferite valori atribuite lui (y), obţinem valorile corespunzătoare pentru (z) trecute în următorul tablou :

y	0	1	2	3	4	5
z	0	0,22	0,99	2,47	4,84	8,25

Reprezentare grafică, curba (z) fig. 10

$$a = \frac{5\,P\,l}{32\,h} + \frac{P_1\;l}{8\,h} + \frac{E_2}{3} =$$

$$= \frac{5 \cdot 9{,}2 \cdot 4{,}2}{32 \cdot 3{,}0} + \frac{5{,}25 \cdot 4{,}2}{8 \cdot 3{,}0} + \frac{1{,}16}{2} + \frac{0{,}74}{3} = 3{,}757$$

$$b = \frac{3\,P}{2\,l^3}\left(\frac{l^2}{2} - \frac{x^2}{3}\right)x^2 + \frac{2\,P_1\,x^4}{l^3}$$

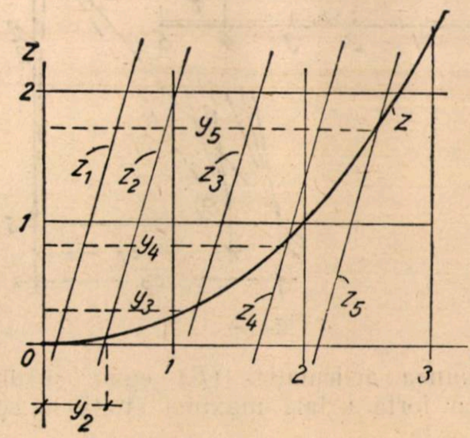


Fig. 10.

înlocuind :

$$\frac{3\,P}{2\,l^3} = \frac{3 \cdot 9{,}2}{2 \cdot 47{,}08} = 0{,}1865$$

$$\frac{l^2}{2} = \frac{4{,}2^2}{2} = 8.82$$

$$\frac{2\,P_1}{l^3} = \frac{2 \cdot 5{,}25}{4{,}2^3} = 0{,}1417$$

avem

$$b = 0{,}1865\left(8.82 - \frac{x^2}{3}\right)x^2 + 0{,}1417\;x^4.$$

Pentru :

$$x_1 = 0{,}5\ \text{m}$$

$$b_1 = 0{,}1865\left(8{,}82 - \frac{0.5^2}{3}\right)0{,}5^2 + 0{,}1417 \cdot 0{,}5^4 = 0{,}416$$

şi dreapta

$$z_1 = a\,y - b_1$$

$$z_1 = 3{,}757\;y - 0{,}416.$$

Reprezentarea grafică, dreapta (z_1), fig. 10. Din desen, citim abscisa punctului de intersecţie a dreptei (z_1) cu curba (z)

$$y_1 = 0{,}10\ \text{m}.$$

Pentru :

$$x_2 = 1{,}0\ \text{m}$$

$$b_2 = 0{,}1865\left(8.82 - \frac{1{,}0}{3}\right) + 0{,}1417 = 1{,}727$$

$$z_2 = 3{,}757\;y - 1{,}727.$$

Reprezentare grafică, dreapta (z_2), fig. 10. Citim abscisa punctului de intersecţie a dreptei (z_2) cu curba (z).

$$y_2 = 0{,}47\ \text{m}$$

Analog obţinem :

Pentru : $x_3 = 1{,}5$ m
$b_3 = 4{,}106$
dreapta : $z_3 = 3{,}757\;y - 4{,}106$
$y_3 = 1{,}15$ m

Pentru : $x_4 = 1{,}8$ m
$b_4 = 6{,}155$
dreapta : $z_4 = 3{,}757\;y - 6{,}155$
$y_4 = 1{,}83$ m.

Pentru : $x_5 = 2{,}0$ m
$b_5 = 7{,}860$
dreapta : $z_5 = 3{,}757\;y - 7{,}860$
$y_5 = 2{,}55$ m.

Intocmim tabloul de rezultate :

x	0	0,50	1,0	1,50	1,80	2,00	2,10	metri
y	0	0,10	0,47	1,15	1,83	2,55	3,00	

Fiecare din aceste perechi de valori reprezintă coordonatele unui punct al liniei de presiune.

Reprezentînd aceste puncte şi unindu-le prin o curbă continuă, obţinem forma de arc ($\widehat{OA}$) din fig. 11.

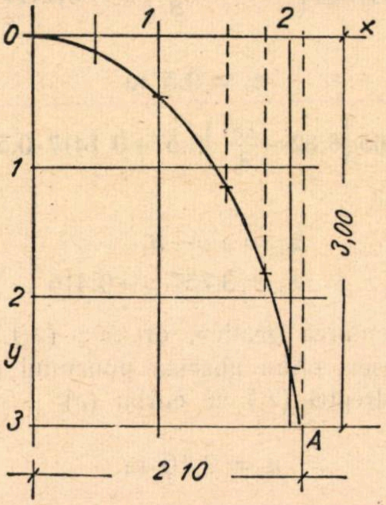


Fig. 11.

Reacţiunea articulaţiei (O) pentru (x = o) şi (y = o)

$$H_{xy}=\frac{5\,Pl}{32\,h}+\frac{P_1\,l}{8\,h}+\frac{E_1}{2}+\frac{E_2}{3}=a=3{,}757\ \text{t}.$$

Reacţiunea articulaţiei (A)

$$\text{pentru}\quad x=\frac{l}{2}=2{,}1\ \text{m}$$

$$y=h=3{,}0\ \text{m}$$

$$H_{xy}=a-\frac{E_1}{h}\,y-\frac{E_2}{h^2}\,y^2=a-E=3{,}757-1{,}9=$$

$$=1{,}857\ \text{t}$$

$$V_{xy}=\frac{6\,P}{l^3}\left(\frac{l^2}{4}-\frac{l^2}{12}\right)\frac{l}{2}+\frac{24\,P_1}{l^3}\cdot\frac{1}{3}\cdot\frac{l^3}{8}=$$

$$=\frac{P}{2}+P_1=\frac{9{,}2}{2}+5{,}26=9{,}85\ \text{t}$$

$$A=\sqrt{1{,}857^2+9{,}85^2}\cong 10\ \text{t}.$$

Poligonul funicular trecînd prin punctele (B), (O) şi (A) construit cu încărcările presupuse concentrate, fiind echivalente numai din punct de vedere al echilibrului, este tangent la linia de presiune numai în punctele (B), (O) şi (A) adică, în articulaţii.

Forţele axiale în lungul liniei de presiune sînt delimitate de curba [(LS) fig. 12], deci razele polare intermediare *2, 3* şi *4* nu măsoară forţele axiale.

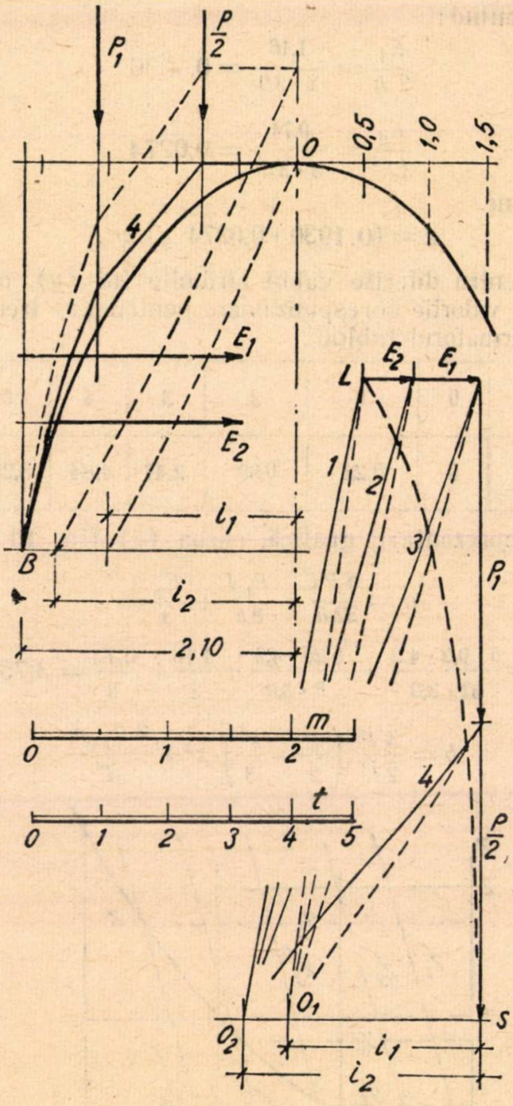


Fig. 12.

Reacţiunea articulaţiei (B) egală şi direct opusă cu forţa axială maximă citată la scara forţelor este:

$$O_2L=10\ \text{t}$$

şi reacţiunea articulaţiei (O) egală şi direct opusă cu forţa axială minimă:

$$O_2S=3{,}76\ \text{t}.$$

Căi pentru valorificarea deşeurilor energo-tehnologice în industria minieră

Conf. **Gh. D. Secară**

Agregatele industriale şi procesele de producţie livrează simultan — înafară de producţia lor de bază — şi diferite deşeuri tehnologice sau energii reziduale, fie în forma lor iniţială — fie transformate în alte forme; astfel de deşeuri energo-tehnologice apar şi în industria minieră.

În articolul de faţă, se va arăta care sînt deşeurile energo-tehnologice ce rezultă în industria minieră şi care ar fi căile cele mai economice şi — în acelaşi timp moderne — pentru valorificarea lor.

Problema folosirii resurselor energo-tehnologice face parte din lupta pentru introducerea tehnicii noi în industrie, pentru raţionalizarea proceselor tehnologice respective, pentru găsirea unor noi procese tehnologice, pentru descoperirea de noi produse industriale, pentru reducerea preţului de cost, pentru economisirea de combustibil naţional şi pentru mărirea randamentului energetic local şi general.

Într-adevăr, în sistemul economiei socialiste, acţiuni de acest fel pot fi aplicate, atît local, cît şi regional, iar efectul lor asupra întregii economii naţionale este de mare importanţă; pentru a ilustra — de pildă — ce poate să însemneze pentru economia naţională — mărirea randamentului energetic al producţiei naţionale, arătăm că în U.R.S.S. o mărire a acestui randament numai cu 1% înseamnă o economie anuală de circa 1,5 milioane tone de combustibil convenţional.

În industria minieră, se dispune de următoarele deşeuri energo-tehnologice, rezultate din însăşi natura proceselor tehnologice respective:

— praful de cărbune rezultat ca deşeu din exploatare sau de la staţiile de preparare;

— sterilul rezultat din exploatare, şi din staţiile de preparare;

— aerul cald umed, gazele calde şi emulsia de apă-abur evacuate din instalaţiile de uscare a cărbunelui;

— apa caldă folosită în procesele de răcire ale compresoarelor.

Nu pot fi cuprinse aici, produsele tehnologice calde, rezultate de la uscare (respectiv cărbunele cald) întrucît extragerea căldurii de pe ele ar duce la stricarea calităţilor cîştigate prin uscare.

Să examinăm pe rînd căile cele mai indicate pentru valorificarea acestor deşeuri.

1. Valorificarea prafului de cărbune rezultat ca deşeu din exploatare sau de la staţiile de exploatare.

În această lucrare, este vorba de valorificarea deşeului praf de cărbune, rezultat din exploatare sau de la staţiile de preparare, prin gazeificare, adică folosirea acestui praf fără o pregătire specială a lui (sortare, măcinare, uscare etc.) şi de orice mărime ar fi el, pentru obţinerea gazului de generator (gazogen) şi anume a gazului sărac sau a gazului de apă; în completare se vor trata principial şi instalaţiile pentru folosirea locală a acestor gaze.

Gazul de generator (gazul sărac). Literatura de specialitate ne informează că s-au făcut încercări, cu rezultate pozitive, pentru obţinerea gazului de generator din praf de cărbune prin gazeificare cu aer; în acest scop s-a adus praful de cărbune în reacţie cu o cantitate limitată de aer.

În prima zonă, combustibilul este ars complet şi transformat în CO_2 după reacţia exotermă: $C + O_2 = CO_2 + 96{,}7$ kcal; în zona următoare bioxidul de carbon este redus de carbon după reacţia reversibilă: $CO_2 + C \rightleftarrows 2\,CO$ $-38{,}5$ kcal.

Cele două reacţii termochimice de mai sus dau următoarea relaţie cu caracter exoterm: $2\,C + 02 = 2\,CO + 2.\ 29{,}1$ kcal.

Vaporii de apă degajaţi din arderea combustibilului reacţionează şi ei cu carbonul după reacţia, cu caracter endoterm:

$$H_2O + C = CO + H_2 - 28{,}7 \text{ kcal}$$

Aerul şi cărbunele-praf circulă, într-un asemenea generator, în echicurent: temperatura ridicată din zona de ardere provoacă înmuierea particulelor de cenuşă şi de zgură, care se fluidifică şi se scurg sub această formă din generator.

Gazul de generator, în starea în care părăsește gazogenul, este format dintr-o serie de componente combustibile și altele necombustibile; printre cele combustibile se numără oxidul de carbon însoțit de cantități mici de hidrogen, metan și alte hidrocarburi.

Cea mai mare parte a acestui gaz o formează însă elementele necombustibile, anume: azotul (din aerul introdus pentru gazeificare) însoțit de urme de oxigen, bioxid de carbon și vapori de apă, și de aceea acest gaz se mai numește și gaz sărac.

În această instalație, însă, nu toată cantitatea de praf de cărbune reușește să fie gazeificată și de aceea praful care rămîne încă negazeificat este antrenat de gaz, trecut printr-un ciclon-separator și apoi este readus în circuit, ca în schema de principiu din fig. 1.

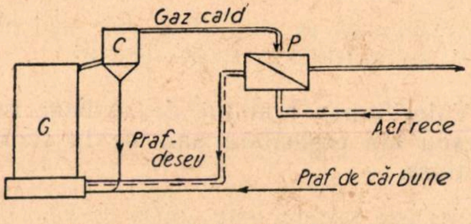


Fig. 1. Gazeificarea prafului de cărbune și recuperarea căldurii din gazele rezultate:
G — generatorul de gaz; C — ciclon separator; P — preîncălzitor de aer.

Gazul rezultat iese din generator cu o temperatură mare, atît din cauza principiului de circulație în echicurent, cît și din cauză că pentru efectuarea reacțiilor de reducere de mai sus, este necesară o temperatură de circa 1000°C; dacă nu este întrebuințat imediat drept gaz combustibil, atunci căldura sa sensibilă poate să fie folosită, fie într-un cazan de abur de utilizare, fie într-un recuperator pentru preîncălzirea aerului nou intrat în generator.

Gazul obținut are o putere calorifică inferioară, cuprinsă între 900—1000 kcal/$m^3 N$ și reprezintă cam 2,5—5,5 m^3 pentru 1 kg de praf de cărbune, după sortul cărbunelui din care provine praful respectiv.

Literatura arată că s-au făcut încercări în această direcție cu tot felul de praf de cărbune, de la turbă și pînă la antracit; astfel dintr-un cărbune de retortă care conținea 24,4% cenușă și 30,2% elemente volatile, s-a obținut un gaz cu o putere calorifică inferioară de 990 kcal/$m^3 N$.

Praful de cărbune ca și aerul se introduc în generatorul de gaz tangențial, pentru ca astfel să se creeze vîrtejuri în interiorul gazogenului, regim care grăbește amestecul dintre ele.

Revista Gas-Wärme nr. 4/1954 citează executarea unei instalații de acest gen cu o producție de 100 t/24 h și arată — în același timp — că sistemul este avantajos pentru unități mari; pentru obținerea unor astfel de unități, aceste instalații s-ar putea monta în centrul de greutate al unui bazin carbonifer oarecare, care să colecteze deșeurile rezultate de la toate unitățile de exploatare și de preparare ale bazinului respectiv.

Metoda are avantajul că nu cere nici un fel de pregătire specială a deșeului de cărbune și permite folosirea prafului de mărimi diferite.

Gaz de apă din praf de cărbune. Pentru producerea gazului de apă din praf de cărbune s-a experimentat, cu rezultate pozitive folosirea procedeului continuu; prin această metodă se introduce în gazogen praf de lignit în amestec cu oxigen concentrat, adus special în reacție.

Vaporii de apă necesari sînt astfel proporționați, încît căldura din reacțiile endoterme ale acestora să fie acoperită de căldura dezvoltată în reacțiile exoterme pe care le dă oxigenul; introducerea acestora se face, de asemenea, tangențial, pentru a grăbi amestecul interior.

Gazul obținut pe această cale are în compoziția sa — în general — circa 85—90% oxid de carbon și hidrogen, și circa 0,1% metan, și o putere calorifică inferioară cuprinsă între 1800—2200 kcal/m^3.

Din cauza conținutului său mare în hidrogen, el poate să fie întrebuințat în operațiile de sinteză de orice fel; astfel el ar putea să fie folosit pentru sinteza amoniacului, liberînd în acest fel cantitatea de gaze de cocs — utilizată normal la aceste sinteze — pentru alte întrebuințări.

Gazul de cocs — astfel eliberat — poate să fie făcut util pentru alimentare, de pildă, de la distanță a altor consumatori, întrucît gazul obișnuit de cocs este superior celui de mai sus, obținut din gazeificarea prafului — deșeu de lignit.

Folosirea gazului obținut din gazeficarea prafului de cărbune. S-a arătat deja mai sus, un domeniu de întrebuințare pentru gazul de apă rezultat din gazeificarea prafului de lignit; în general, gazul obținut prin gazeificare are următoarele întrebuințări:

— se poate folosi drept gaz combustibil la cazanele de abur ale întreprinderilor din apropiere, deoarece transmiterea lui la distanță nu este economică; la această întrebuințare nu este nevoie să fie curățit de urmele de praf nears sau de cenușă antrenate de el din gazogen;

— un alt mijloc de întrebuințare ar fi arderea lui în motoare cu ardere internă de tipul cu ardere la volum constant; folosirea lui în acest scop cere însă o curățire prealabilă a gazului, deci o nouă instalație;

— cel mai rațional mijloc ar fi însă, arderea lui în instalații de turbine cu gaze, montate în mod special lîngă locul de gazeificare și apoi distribuția și transportul energiei sale sub formă de energie electrică la diferitele mine, stații de preparare sau alți consumatori, întrucît transmisia energiei sub această formă este mai avantajoasă.

Această direcție de folosire are și avantajul că nu mai cere purificarea gazului, ca la motoarele cu ardere internă; de asemenea, se cunoaște că astăzi, turbinele de gaze se pot construi în unități de puteri pînă la 30 000 CP, pot genera curent de tensiune mare și lucrează cu randamente care concurează cu randamentele turbinelor de abur și — în curind — se vor apropia de randamentele motoarelor Diesel.

Turbinele cu gaze constituie cea mai nouă mașină termică, și care a început să se utilizeze ca mașină stabilă pe o scară din ce în ce mai mare, mai ales de cînd metodele, practic folosite, au permis ridicarea randamentului lor la valoarea randamentului turbinelor de abur; de aceea, ni se pare indicat să insistăm în mod special asupra acestui mijloc de valorificare și pentru înțelegerea lui să scoatem în relief metodele înaintate aplicate turbinelor cu gaze pentru mărirea randamentului lor.

Schema de funcționare a unei turbine cu gaze cuprinde: un compresor *C*, o cameră de ardere *A* și turbina *T* (fig. 2).

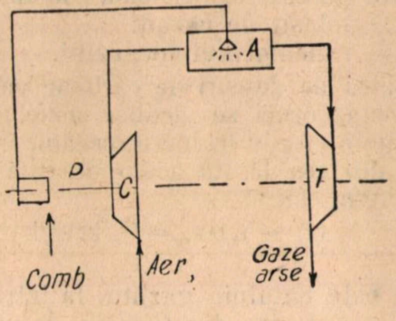


Fig. 2. Instalația turbinei cu gaze:
C — compresor; *A* — camera de ardere; *T* — turbina de gaze; *P* — pompa de combustibil.

Cele mai răspîndite turbine cu gaze sînt cele cu ardere la presiune constantă, iar ciclul ideal de funcționare este cel din fig. 3.

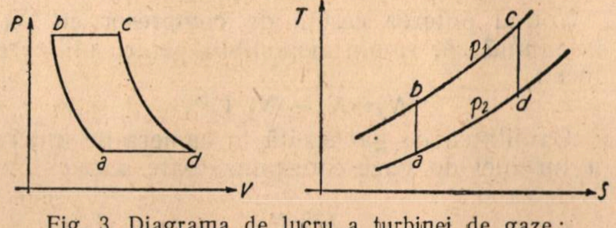


Fig. 3. Diagrama de lucru a turbinei de gaze:
ab — Compresia în compresor; *bc* — arderea în camera de ardere; *cd* — detenta în turbină; *da* — evacuarea.

Dacă se aplică acestor turbine recuperarea de căldură de pe gazele arse, în scopul de a încălzi aerul de după compresor și înainte de intrare în camera de ardere, atunci ciclul arată in sistemul *TS* ca în fig. 4 și randamentul său crește; într-adevăr, expresia randamentului este:

$$\eta = 1 - \frac{Q_2}{Q_1}$$

unde

Q_1 — căldura produsă în instalație;
Q_2 — căldura evacuată din mașină.

In ciclul fără recuperare, acesta capătă valoarea:

$$\eta_{f \cdot r} = 1 - \frac{\text{aria } adgka}{\text{aria } bcgkb}$$

iar în ciclul cu recuperarea randamentului devine:

$$\eta_{c \cdot r} = 1 - \frac{\text{aria } afhka}{\text{aria } ecgme}$$

și din compararea grafică a celor două cicluri se vede că:

$$\eta_{c \cdot r} > \eta_{f \cdot r}.$$

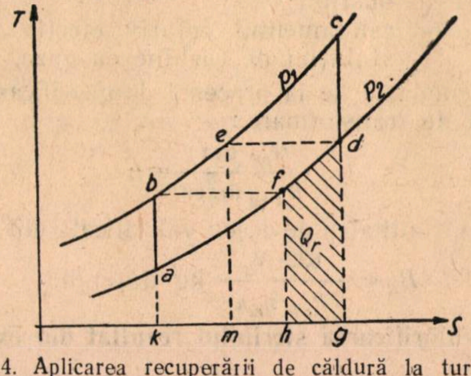


Fig. 4. Aplicarea recuperării de căldură la turbine cu gaze:
Qr — căldura recuperabilă.

De asemenea, randamentul turbinelor cu gaze crește prin aplicarea ciclurilor cu ardere în trepte și a ciclurilor cu compresie în trepte ca în fig. 5; aceste două sisteme duc la mărirea căldurii utile cu suprafețele hașurate din fig. 5 și la micșorarea căldurii evacuate cu suprafața hașurată din fig. 4, deci la mărirea randamentului.

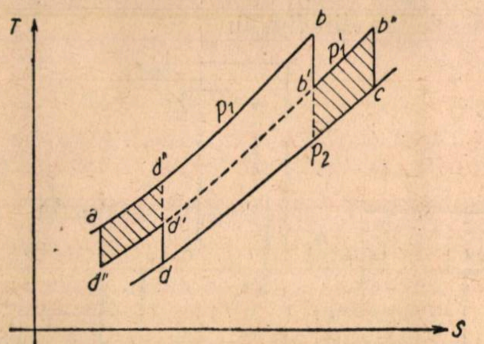


Fig. 5. Ciclul cu ardere și compresie în trepte:

Randamentul instalațiilor de turbine cu gaze poate atinge astăzi valori cuprinse între 26—32% la aplicarea recuperării de căldură, aplicarea arderii și a compresiei în trepte și la o temperatură de intrare a gazelor arse în turbină de circa 600—650°, așa cum se folosesc acum în turbinele stabile.

Odată însă, ce metalurgia va da la iveală materiale care să permită funcționarea turbinei cu temperaturi de lucru de 800°C, randamentul acestor instalații va putea crește pînă la 38%, concurînd cu cel al motoarelor Diesel, și deci vor putea fi folosite cu succes atît în locul motoarelor Diesel cît și în locul turbinelor de abur, acolo unde nu vor fi cerințe speciale de abur în fabricație.

Combustibilul utilizat în camerele de ardere ale turbinelor cu gaze poate fi: în general lichid, gazos și în condiții speciale de curățire, a produselor de ardere înainte de turbină — chiar cărbunele praf.

Ori, dacă se vor folosi deșeurile de praf de cărbune din industria minieră pentru gazeificare — prin metodele arătate mai sus — înseamnă că vor putea fi puse la dispoziție cantități însemnate de combustibil, care se pot întrebuința în instalații de turbine cu gaze; energia recuperată poate fi transportată la orice distanță pe cale electrică.

Introducerea turbinelor cu gaze are deci, marele avantaj, că permite utilizarea locală a deșeurilor de cărbuni și în același timp, transportul energiei, conținută de ei la distanțe mari.

În cadrul unui bazin carbonifer cu mai multe centre de exploatare, această transformare de energie potențială a cărbunelui deșeu în energie termică și apoi electrică, s-ar face într-unul din punctele importante ale bazinului respectiv, așa ca să rezulte numai mici transporturi locale de deșeu sau de gaz.

Dacă sînt totuși necesare instalații de abur pentru nevoi tehnologice la industrii din apropiere, sau livrare de energie electrică peste posibilitățile turbinelor de gaze, care se opresc la puteri de 30 000 CP, atunci instalațiile de turbine cu gaze se pot cupla cu instalațiile de abur după schema din fig. 6.

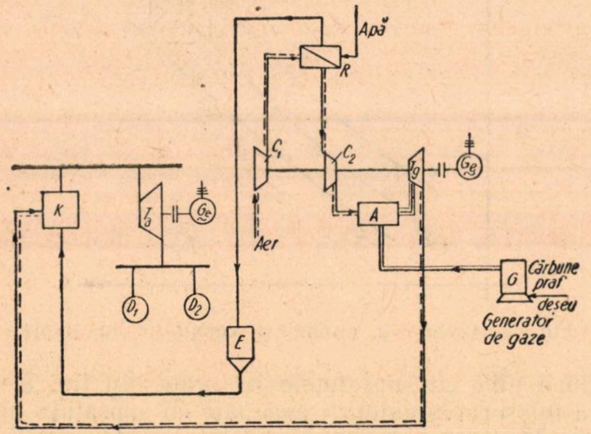


Fig. 6. Cuplarea unei instalații de turbine cu gaze cu o instalație de turbină cu abur:

Circuitul turbinei cu abur — *k* — cazan cu abur; *Ta* — turbina de abur; D_1. D_2 — consumatori; *E* — instalație de epurare; *Ge* — generator electric.

Circuitul turbinei de gaze — C_1 C_2 compresoare; *A* — camera de ardere; Tg — turbina de gaze; *G* — generatorul de gaz; *R* — răcitorul intermediar de la compresoare; *Ge* — generator electric.

În această schemă se arată: în dreapta, circuitul turbinei de gaze, iar în stînga circuitul turbinei de abur. Cuplarea dintre cele două instalații se face astfel:

Apa de alimentare a cazanelor va servi mai întîi la răcirea aerului în răcitorul intermediar al compresoarelor, și astfel preîncălzită trece în circuitul turbinei de abur; gazul ieșit din turbina cu gaze — unde intră cu un exces mare de aer — poate fi trimis direct ca aer de combustie la cazanul de abur. Prin urmare, această cuplare permite să se recupereze întreaga căldură conținută de gazele arse și în plus, căldura de răcire dintre treptele compresorului.

Căldura cîștigată de apă va fi: $Q_1 = A\ (t_{ae} - t_{ai})$ kcal/h, dacă A este cantitatea de apă în kg/h, iar t_{ai} și t_{ae} sînt temperaturile de intrare și ieșire a apei din răcitor; căldura adusă de aerul de combustie la cazan (gazele venite de la turbină) va fi: $Q_2 = L.c.t_1$ kcal/h, dacă L reprezintă cantitatea de aer sosit, în kg/h, c — căldura sa specifică, iar t_1 este temperatura sa de sosire.

Economia de combustibil realizată la cazanul de abur va fi:

$$B = \frac{Q_1 + Q_2}{P_{ci} \cdot \eta_f}$$

unde:

P_{ci} este puterea calorifică a combustibilului folosit de cazan;

η_f — randamentul focarului.

Cantitatea de deșeuri de cărbune valorificată sub această formă se deduce astfel: căldura transformată efectiv în lucru mecanic în turbina cu gaze din cea lăsată acolo de cantitatea de gaze L kg/h, este:

$$L\ (i_1 - i_2) \cdot \eta_{re} = Q_e \text{ kcal/h}$$

unde

i_1 și i_2 este entalpia gazului la intrare și la ieșire din turbina de gaze;

η_{re} — randamentul relativ efectiv al turbinei;

această căldură corespunde unei puteri de:

$$N_e = \frac{Q_e}{632} \text{ CP}.$$

Notînd puterea cerută de compresor cu N_1, înseamnă că, rămîn disponibili pentru utilizare încă:

$$N_2 = N_e - N_1 \text{ CP}.$$

Cantitatea de gaz sosită în camera de ardere a turbinei de gaze corespunzătoare acestei puteri, va fi:

$$G = \frac{632 \cdot N_2}{P_{cg} \cdot \eta_{re}} \text{ m}^3\text{/h}$$

unde

P_{cg} este puterea calorifică a gazului combustibil;

η_{re} — randamentul relativ efectiv al instalației de turbine cu gaze.

Se cunoaște de la procesul de gazeificare raportul de transformare:

$$\frac{G_{m^3} \text{ gaz}}{B_{d\ \text{kg}} \text{ deșeu}} = n$$

și deci, cantitatea de deșeu valorificată util va fi:

$$B_d = \frac{632 \cdot N_2}{P_{cg}\ \eta_{re} n} \text{ kg deșeu/h}.$$

2. **Valorificarea sterilului rezultat din exploatare.**

Experiențe făcute în U.R.S.S. arată că, sterilul rămas din exploatările miniere poate să fie folosit — în anumite condiții — pentru fabricarea cărămizilor de construcție; experiențe în acest fel s-au făcut la bazinul carbonifer din Kuzbass.

După analizele făcute acolo, sterilul rezultat de la aceste exploatări este format din șisturi argiloase cu conținut redus de gresii dure, cu intercalări de roce cărbunoase și de cărbune fin dispersat; aceste deșeuri au un aspect și o compoziție omogenă.

Experiențele au arătat, de asemenea, că dacă roca conține carbonați, acest conținut nu este vătămător, atunci cînd carbonații se găsesc în stare fin dispersată.

Prelucrarea rocilor sterile constă din concasarea lor fină pînă la compoziția granulară necesară în fabricarea cărămizilor prin presare semiuscată, adică îndeplinind toate condițiile de mărime a bobului, cerute de această metodă.

De regulă, compoziția granulară a măcinatului, trebuie să asigure greutatea volumetrică și densitatea maximă, adică, practic roca trebuie să conțină circa 50% particule cu dimensiunile mai mici de 1 mm (însă fără prea mult praf) și circa 50% particele cu dimensiunile cuprinse între 1—3 mm.

Din aceste cauze, cum și din cauza umidității mici a sterilului se recomandă să se folosească dezintegratoare cu coșuri, căci ele nu produc cantități mari de praf.

De pildă, în experiențele amintite, compoziția granulară a sterilului măcinat folosit, a fost următoarea:

— particule între 1—3 mm	51,5%
— particule între 0,5—1 mm	17,5%
— particule între 0,25—0,5 mm	23 %
— particule sub 0,25 mm	8 %

Umiditatea masei măcinate a variat între 8—10,8%, iar presiunea folosită la presă a fost de 120 kg/cm^2.

După formare, cărămida brută avea o formă regulată, cu muchiile și fețele drepte, iar culoarea sa era cenușie închisă cu luciu.

După arderea cărămizilor, se obținea culoarea roșie și avea un sunet ușor, dacă era lovită cu un obiect metalic.

La încercările făcute s-au putut determina următoarele caracteristici principale:

— rezistența în kg/cm^2;	
— la compresie	198—312
— la încovoiere	73—81
— greutate volumetrică	1,89—1,92
— indice higroscopic, în %	11,6—15,3
— rezistența la îngheț	pozitivă.

Din datele de mai sus, se vede că aceste cărămizi depășesc — de pildă — rezistența la încovoiere, cerută de GOST 5158-49, care este numai de 28 kg/cm^2, deci nu sînt fragile.

Încercările făcute de a se fabrica astfel de cărămizi de construcție din rocă sterilă prin presare plastică nu au dat rezultate deoarece aceasta, udată cu apă, nu se moaie pînă la starea de pastă de argilă, ci se transformă într-o masă tare, cu grăunțe mari și care nu se pretează la operația de formare.

Cu ocazia acestor experiențe, s-a mai constatat că asemenea cărămizi pot fi fabricate și din deșeurile rămase de la prepararea mecanică a cărbunelui; aceste deșeuri sînt formate din roci sterile măcinate și conțin o cantitate oarecare de mărunt de cărbune și impurități fin dispersate.

Ele pot constitui o materie primă pentru fabricarea cărămizilor de construcție, cu condiția să conțină o cantitate suficientă de substanțe argiloase, care formează liantul necesar masei, cum și elementul de degresare al argilelor plastice.

In acest fel, haldele de steril și deșeurile rezultate de la prepararea mecanică a cărbunelui pot fi valorificate.

3. Valorificarea căldurii din aerul umed sau gazele provenite de la uscarea cărbunelui și din emulsia apă-abur provenită de la deshidratarea cărbunelui.

Se cunoaște că, uscarea, respectiv deshidratarea cărbunelui, se face atît pentru ieftinirea transportului și mai ales pentru ridicarea capacității sale termice, îmbunătățirea calităților de măcinare ale cărbunelui, îmbunătățirea posibilităților de prelucrare tehnologică etc. Uscarea se face în diferite forme de instalații și cu diferite fluide (uscarea nu se studiază în prezenta lucrare) și anume, prin:

— curent de aer cald;

— curent de gaze arse calde.

La deshidratarea pe cale termică, care reprezintă tot o extragere a umidității din cărbune se folosește abur sub presiune. La toate aceste procedee, rezultă o cantitate oarecare de căldură reziduală, care poate să fie valorificată — într-un procent destul de mare — prin aplicarea schemelor indicate mai jos.

a) Dacă se folosește *uscarea cu ajutorul unui curent de aer cald*, după datele din literatură, consumul de căldură este de circa 700—900 kcal pentru 1 kg de apă evaporată; aerul umed iese din uscător cu o temperatură cuprinsă între 80—100°C și cu o umiditate între 60—80%.

Pentru aducerea unei tone de cărbune de la o umiditate inițială de 40—45% la o umiditate finală de circa 15% — după datele de mai sus— se vor consuma în bateria de încălzire circa 1000—1200 kg abur.

Căldura evacuată, conținută în aerul umed poate fi recuperată pentru preîncălzirea aerului de uscare și pentru o primă preîncălzire a apei ce alimentează cazanul de abur respectiv.

Schema pentru aplicarea acestei recuperări ar fi cea din fig. 7; în această schemă, aerul umed și cald, ieșit din uscătorul *U*, trece la preîncălzitorul prin suprafața *1* unde își poate lăsa circa jumătate din căldura conținută de el și încălzește cu circa 40°C curentul de aer de uscare, care circulă în sens contrar.

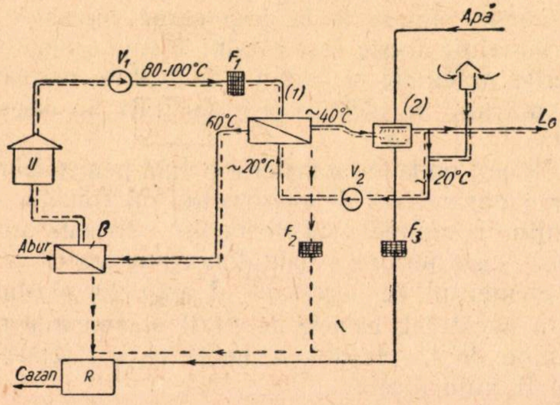


Fig. 7. Recuperarea căldurii din aerul cald umed eliminat de la uscătorie:
U — uscător; V_1, V_2 — ventilatoare; F_1, F_2, F_3 — filtre; *B* — baterie de încălzire cu abur *R* — rezervor de condensat; *1* schimbător de căldură — *2* — răcitor.

Aerul evacuat, trece apoi într-un răcitor prin amestec cu injecție de apă, apă care se preîncălzește aici cu circa 20°C, putînd fi folosită apoi chiar la alimentarea cazanelor de abur, dacă filtrele montate în circuit au reținut complet impuritățile antrenate de apă din aerul evacuat.

O parte din aerul umed evacuat este absorbit de ventilatorul V_2 și amestecat cu aer proaspăt din exterior, și acest amestec (la cca 20°C) este trecut în sens invers aerului evacuat, la schimbătorul *1*, unde este preîncălzit cu circa 40°C; eliminările de aer umed L_0 se fac în mod voit în atmosferă și în locul său se absoarbe o nouă cantitate din exterior, pentru a obține un amestec cu un grad de umiditate inițial sub 100%.

După preîncălzitorul *1* aerul nou venit este trecut la bateria de încălzire *B* și apoi la uscător; sistemul are și avantajul că umiditatea condensată în schimbătorul de căldură *1* ca și cea rămasă în răcitorul *2* pot fi întrebuințate în circuitul cazanului.

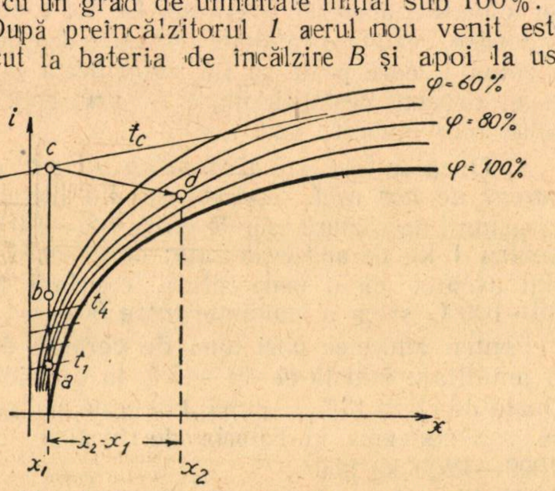


Fig. 8. Procesul de lucru al aerului umed:
a — punctul de intrare în preîncălzitorul *(1)*; *ab* — preîncălzirea la *x* = ct, în preîncălzitorul *(1)*; *bc* — preîncălzirea în preîncălzitorul (B); *cd* — evoluția în uscător; *d* — punctul de ieșire din uscător.

În acest scop se prevăd în instalație o serie de filtre F_1, F_2, F_3.

Procesul suferit de aerul de uscare de la absorbirea sa în circuit și pînă la ieșirea din uscător se poate urmări pe diagrama *i*—*x* din fig. 8; în această diagramă, punctul *a* reprezintă starea aerului absorbit de ventilatorul V_2, care are o umiditate ce poate merge pînă la 90—95% și o temperatură mică (circa 20°C).

El este încălzit la umiditate constantă (*x* — constant) în schimbătorul *1* pînă la temperatura de circa 40°C, ajungînd la un grad de umiditate de circa 40%.

În această stare, aerul se aduce la bateria de încălzire *B*, unde se încălzește la temperatura punctului *c* (circa 130—180°C) la conținut de umiditate constant și apoi este introdus în uscător; evoluția în uscător are loc după curba *cd* adică este o evoluție însoțită de scădere de temperatură și urcare de conținut de umiditate.

Cantitatea de căldură pe care o preia aerul nou sosit, din schimbătorul de căldură *1* reprezintă o primă căldură recuperată din aerul evacuat și are expresia:

$$Q_r = A \; (i_b - i_a) \text{ kcal/h}$$

unde

A este cantitatea de aer absorbită de ventilatorul V_2, în kg/h;

i_b și i_a — entalpiile la ieșire și intrare a aerului în schimbătorul *1*.

Această căldură face ca, în baterie, să se economisească următoarea cantitate de abur:

$$\frac{Q_r}{i_1 - i_2} = D_1 \text{ kg abur/h}$$

unde i_1 și i_2 este entalpia aburului la intrare și ieșire din baterie.

Pe de altă parte, căldura recuperată în răcitorul *2* și folosită la preîncălzirea apei de cazan va fi:

$$Q_a = D_2 \; (t_e - t_i) \text{ kcal/h}$$

unde:

D_2 este debitul de apă trecut prin răcitor, în kg/h;

t_e și t_i — temperaturile de ieșire și intrare a apei în răcitor.

Economia totală de combustibil, rezultată prin recuperările de mai sus va fi deci:

$$B = \frac{D_1 \; (i_1 - i_2)}{P_{ci} \cdot \eta_1} + \frac{D_2 \; (t_e - t_i)}{P_{ci} \, \eta_2} \text{ kg comb/h}$$

unde:

P_{ci} este puterea calorifică a combustibilului folosit;

η_1 — randamentul absolut al schimbătorului de căldură *1*;

η_2 — randamentul absolut al răcitorului *2*.

La economia de mai sus, trebuie adăugat și condensatul care se culege la schimbătoarele de căldură din instalație.

b) Dacă *uscarea se face cu gaze*, literatura arată că gazele — produse de un cuptor — sosesc la uscător la circa 700°C, iar din uscător ies la circa 150°C, iar temperatura de ieșire a cărbunelui este de circa 70—90°C.

Aceste gaze pot fi folosite fie pentru preîncălzirea încărcăturii, fie pentru preîncălzirea aerului necesar combustiei.

La folosirea gazelor pentru preîncălzirea încărcăturii, aceasta ajungînd la o temperatură mai ridicată în spațiul de lucru, va rezulta o micșorare a duratei unui ciclu de lucru și deci o mărire a producției agregatului respectiv.

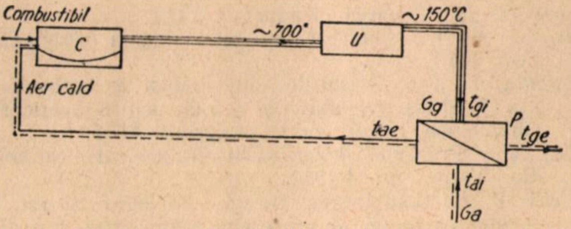


Fig. 9. Preîncălzirea aerului de combustie cu gaze arse: *C* — cuptor; *U* — uscător; *P* — preîncălzitor de aer; *Ga* — cantitatea de aer trecută prin preîncălzitor; *Gg* — cantitatea de gaze trecută prin preîncălzitor; *tgi, tge* — temperaturile gazului la intrare și ieșire din preîncălzitor; *tai, tae* — idem ale aerului.

La folosirea gazelor pentru preîncălzirea aerului de combustie se trec acestea printr-un schimbător de căldură ca în fig. 9, căldura lăsată de gaze și preluată de aer are valoarea:

$$Q = G_g \, c_g \, (t_{gi} - t_{ge}) \, \eta_g = G_a \, c_a \, (t_{ae} - t_{ai}) \text{ kcal/h}$$

G_g este greutatea gazelor arse kg/h;

c_g — căldura lor specifică kcal/kg °C;

t_{gi}, t_{ge} — temperaturile de intrare și ieșire ale gazelor arse în °C;

η_g — randamentul relativ al schimbătorului de căldură;

G_a — greutatea aerului kg/h;

c_a — căldură specifică, kcal/kg °C;

t_{ai} și t_{ae} — temperaturile de intrare și ieșire ale aerului, în °C;

iar economia de combustibil poate fi considerată că ar fi tocmai cea rezultată din preîncălzirea acestui aer:

$$B = \frac{Q}{P_{ci} \, \eta_i} \text{ kg comb/h}$$

unde η_i este randamentul absolut al schimbătorului de căldură.

c) În cazul *folosirii aburului*, la procese de deshidratare, se obține ca deșeu o emulsie de apă-abur, care nu se mai poate reîntrebuința direct, întrucît a venit în contact cu cărbunele în timpul procesului de uscare.

Căldura conținută în acest deșeu se poate totuși folosi pentru preîncălzirea apei de alimentare a cazanului dacă se adoptă o schemă ca în fig. 10.

Căldura preluată de apa de cazan în acest schimbător are valoarea:

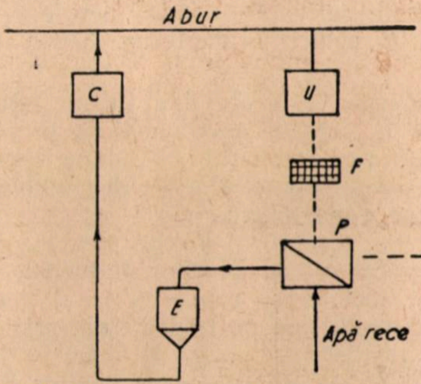


Fig. 10. Folosirea căldurii din aburul utilizat la deshidratare: *U* — uscător; *F* — filtru; *P* — preîncălzitor; *E* — instalație de epurarea apelor de cazan; *C* — cazan de abur.

$$Q = A \, (t_{ae} - t_{ai}) \text{ kcal/h}$$

unde:

A este cantitatea de apă preîncălzită, în kg/h;

t_{ae} și t_{ai} — temperaturile de ieșire și de intrare a apei în preîncălzitorul *P*;

iar economia de combustibil corespunzătoare acestei călduri va fi:

$$B = \frac{Q}{P_{ci} \cdot \eta_i} \text{ kg comb/h}$$

cu:

P_{ci} este puterea calorifică a combustibilului folosit;

η_i — randamentul absolut al instalației.

4. Valorificarea căldurii din apa de răcire de la compresoare.

Apa care servește pentru circulație, în răcitoarele intermediare ale compresoarelor, se încălzește în aceste răcitoare cu circa 10—20°C; ea nu ar putea să fie folosită decît numai pentru scopuri sociale (băi, dușuri, spălătoare etc.) și desigur, atunci cînd instalațiile de compresori se găsesc la suprafață.

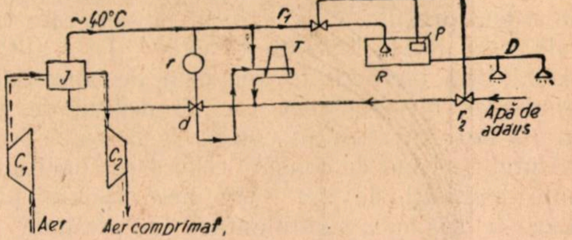


Fig. 11. Folosirea apei de răcire de la răcitoarele stației de compresoare: C_1 C_2 compresoare; *d*, r_1 și r_2 — robinete; *I* — răcitor intermediar; *R* — rezervor de apă caldă pentru dușuri; *P* — regulator cu plutitor; *r* — regulator cu impuls; *T* — turn de răcire.

Ca exemplu de schemă de utilizare se dă în fig. 11 schema pentru cazul circulației apei de răcire în circuit închis: apa caldă merge la un turn de răcire *T*, unde se răceşte prin picurare şi apoi este readusă la răcitor; o parte din apa de răcire este derivată — după nevoie — spre rezervorul *R* pentru alimentarea băilor, duşurilor etc.

Acest rezervor, este prevăzut cu un regulator cu plutitor *P*, care să poată acţiona în acelaşi sens, simultan cu robinetul r_1 — de pe conducta apei calde — şi robinetul r_2 — de pe conducta de apă rece (apa de adaos).

Atunci cînd, rezervorul *R* este plin, la nivelul stabilit, regulatorul cu plutitor *P* închide robinetul r_1 şi închide şi robinetul r_2 al apei de adaos, deci toată apa de răcire trece prin turn; la variaţii de debit — adică la nivel — în rezervorul *R*, acelaşi regulator cu plutitor *P* deschide parţial atît robinetul r_1 cît şi robinetul r_2, pentru a se păstra în circuit aceeaşi cantitate de apă.

De asemenea, pentru a se menţine apa de răcire la o anumită temperatură, se poate intercala între conducta de apă caldă şi conducta de apă rece, un regulator cu impuls *r*, care — la variaţii de temperatură a apei calde, — să închidă mai mult sau mai puţin robinetul *d* şi să întoarcă deci o parte din apa sosită, din nou spre turnul de răcire.

O schemă analoagă se poate imagina desigur şi pentru cazul folosirii apei de răcire în circuit deschis.

Concluzii

S-au arătat mai sus deşeurile energo-tehnologice care se obţin normal în industria minieră, cum şi o gamă întreagă de posibilităţi de valorificare energetică şi tehnologică, împreună cu schemele respective.

La punerea în practică a acestor scheme va trebui determinată desigur, căldura recuperată şi rentabilitatea instalaţiilor respective, în raport cu cantitatea de deşeuri existentă şi consumatori efectivi.

Bibliografie

Lurie M. Iu: Uscarea, traducere, I.D.T.
Sisakov N. V.: Gazeificarea subterană a cărbunelui, trad. I.D.T.
Knighin I. V.: Deşeurile din industria carboniferă din Kuzbass ca materie primă pentru fabricarea cărămizilor, Ugoli, 1953, traducere, I.D.T.
Fitz W.: Problema gazeificării prafului de cărbune, Gas-Wärme, nr. 4/1954.
Weitz V. I.: Combinarea energo-tehnologică şi randamentul energetic al proceselor tehnologice, Izvestia, OTN-AN/49.
Semenenco N. A.: Resurse energetice secundare în industrie, EES-952.

Cu privire la calculul conductelor de aer comprimat neetanşe

Ing. R. Vlădoianu

In mod obişnuit, presiunea într-un punct oarcare al unei conducte care transportă gaze se determină ţinînd seama de pierderile de sarcină prin frecare. Acelaşi procedeu se aplică şi pentru determinarea presiunii în conductele de aer comprimat folosite în mină. Acest mod de calcul presupune că debitul de aer, care circulă prin conductă, este constant. In realitate există însă pierderi de aer prin neetanşeităţile conductei, pierderi care fac ca debitul de aer trimis de compresor în conductă să scadă treptat pînă la locul de consum. Pierderea unei anumite cantităţi de aer prin neetanşeităţi produce o scădere suplimentară a presiunii în conductă.

Rezultă deci că, în conductele de aer comprimat folosite în mine, presiunea scade datorită:

1) pierderii de sarcină prin frecare;

2) pierderii de aer comprimat prin neetanşeităţi.

In afară de aceasta, presiunea mai scade şi datorită faptului că energia internă a aerului comprimat se micşorează prin cedarea unei cantităţi de căldură, prin pereţii conductei către mediul ambiant. Intrucît conductele folosite în industria minieră au lungimi considerabile şi nu sînt izolate termic, la o distanţă relativ mică de compresor temperatura aerului comprimat din conductă devine egală cu temperatura mediului ambiant, iar fenomenele care se petrec în conductă sînt izotermice. In consecinţă, în cele ce urmează vom neglija scăderea presiunii provocată de cedarea de căldură de la aerul comprimat către mediul ambiant, presupunînd temperatura celor două medii egală şi constantă.

Cantitatea de aer care se pierde prin neetanşeităţi o presupunem proporţională cu timpul, cu lungimea conductei şi cu diferenţa dintre presiunea existentă în interiorul conductei şi cea de afară. Această ipoteză apare absolut naturală. Ea se poate exprima prin formula :

$$Q=\alpha\,(p-p_0)\,L\cdot t \qquad (1)$$

unde :

Q [kg] — cantitatea de aer care se pierde în timpul t;
t [s] — durata fenomenului;
L [m] — lungimea conductei;
p [kg/m^2] — presiunea absolută a aerului în conductă;
p_0 [kg/m^2] — presiunea absolută a aerului în exterior.

Se vede că α are dimensia unei viteze m/s şi exprimă numeric cantitatea de aer, care se pierde în conducta respectivă pe un metru lungime, în timp de o secundă şi la o diferenţă de presiune a aerului între conductă şi exterior, de 1 kg/m^2.

Formula (1) este valabilă numai în cazul irealizabil în practică, în care presiunea aerului în conductă este independentă în acelaşi timp de timp şi de locul unde se face determinarea. In funcţionarea în regim staţionar a conductelor, p este independent de timp, însă variază în funcţie de distanţa de la compresor.

Invers, se petrec lucrurile în cazul cînd o conductă aflată sub presiune se separă atît de compresor cît şi de consumatori, prin închiderea ventilelor respective. In acest caz se produce egalarea presiunii pe întreaga lungime a conductei, iar după aceea presiunea scade numai în funcţie de timp, datorită neetanşeităţii conductei.

Valoarea pierderii specifice α, pentru conducta care ne interesează, se poate determina experimental destul de simplu, tocmai prin separarea conductei sub presiune de compresor şi de consumatori şi determinarea scăderii de presiune, care se produce într-un timp determinat.

In cazul acesta, ecuaţia (1) este valabilă sub formă diferenţială :

$$\mathrm{d}Q=\alpha\,L\,(p-p_0)\,\mathrm{d}t \qquad (2)$$

întrucît p depinde numai de timp.

Pentru a se efectua integrarea se ţine seama de relaţia valabilă în cazul fenomenelor izotermice :

$$pV=G\,R\,T \qquad (3)$$

unde :

V [m^3] — volumul conductei;
G [kg] — cantitatea de aer cuprinsă în conductă;
R [m/o] — constanţa gazelor;
T [^{0}K] — temperatura absolută la care se face determinarea.

Cantitatea de aer care se pierde fiind egală cu scăderea cantităţii de aer din conductă, conform principiului continuităţii, se poate scrie :

$$\mathrm{d}Q=-\mathrm{d}G. \qquad (4)$$

Avînd V, R şi T constante, prin derivarea ecuaţiei (3) se obţine :

$$V\,\mathrm{d}p=RT\,\mathrm{d}G \qquad (5)$$

de unde :

$$\mathrm{d}Q=-\mathrm{d}G=-\frac{V}{RT}\,\mathrm{d}p, \qquad (6)$$

înlocuind în (2) :

$$-\frac{V}{RT}\,\frac{\mathrm{d}p}{p-p_0}=\alpha\,L\,\mathrm{d}t. \qquad (7)$$

Ecuaţia (7) se integrează prin :

$$-\ln\,(p-p_0)=\frac{\alpha\,RLT}{V}\,t+C \qquad (8)$$

unde C este o constantă de integrare.

Intr-un interval de timp t în care presiunea scade de la p_1 la p_2, integrala definită va fi :

$$-\ln(p_2-p_0)+\ln\,(p_1-p_0)=\ln\frac{p_1-p_0}{p_2-p_0}=\frac{\alpha RTL}{V}\,t. \qquad (9)$$

Expresiile :

$$p_1-p_0=p_{1s}$$

şi

$$p_2-p_0=p_{2s}$$

reprezintă presiunile relative (suprapresiunile) din conductă, la începutul şi sfîrşitul determinării, întrucît p_0 este egală cu presiunea atmosferică. Mărimile p_{1s} şi p_{2s} se citesc direct la manometru.

Ecuaţia :

$$\ln\frac{p_{1s}}{p_{2s}}=\frac{\alpha\,RTL}{V}\,t \qquad (10)$$

se poate pune sub forma

$$p_{2s}=p_{1s}\,e^{-\frac{\alpha\,RTL}{V}\,t}. \qquad (11)$$

Această ecuaţie exprimă dependenţa presiunii de timp, în cazul unei conducte separate de compresor şi de consumatori. Ea a fost verificată experimental în practică, ceea ce confirmă justeţea ipotezei făcută iniţial. Formula (10) pusă sub forma :

$$\alpha=\frac{V}{RTL_t}\,\ln\frac{p_{1s}}{p_{2s}} \qquad (12)$$

permite să se determine experimental α, în funcţie de suprapresiunea p_{1s} şi p_{2s} măsurate în conductă la un interval de timp t, de temperatura T şi de elementele geometrice ale conductei.

In regim staţionar, ecuaţia (1) se pune sub forma

$$dQ=\alpha\, t\,(p-p_0)\,dL \qquad (13)$$

întrucît presiunea din conductă se menţine neschimbată în timp, dar variază de la un punct la altul al conductei.

In acest caz, debitul de aer comprimat, care se pierde în exterior printr-un element de conductă, de lungime dL este:

$$\frac{dQ}{t}=\alpha\,(p-p_0)\,dL. \qquad (14)$$

Integrînd expresia $\frac{dQ}{t}$ pe întreaga lungime a conductei, se obţine pierderea totală de aer comprimat, care se produce în unitatea de timp. Dacă G_1 (kg/s) este cantitatea de aer introdusă de compresor în conductă pe secundă, iar G_2 (kg/s) este cantitatea de aer consumată de receptori pe secundă, avem evident relaţia:

$$G_1-G_2=\int_1^2\frac{dQ}{t}=\alpha\int_1^2(p-p_0)\,dL=\int_1^2 dG\cdot \qquad (15)$$

Pentru integrarea ecuaţiei (15) trebuie să se ţină seama de ecuaţia care determină pierderea de energie prin frecare într-un element de conductă şi anume:

$$dE=v\,dp=\lambda\frac{dL}{D}\,\frac{W^2}{2g} \qquad (16)$$

unde:

E [kgm] — pierderea de energie prin frecare la scurgerea unui kg de aer comprimat,
λ [—] — coeficientul de rezistenţă,
D [m] — diametrul conductei,
W [m/s] — viteza aerului în secţiunea respectivă,
g [m/s²] — accelerarea gravitaţiei,
v [m³/kg] — volumul specific,

iar restul simboalelor au semnificaţiile indicate mai înainte.

Ţinînd seama că pentru fenomenele izotermice se poate scrie:

$$v=\frac{RT}{p} \qquad (17)$$

se obţine

$$\frac{dp}{p}=\frac{\lambda}{RT}\,\frac{dL}{D}\,\frac{W^2}{2g}\cdot \qquad (18)$$

Condiţia de continuitate se exprimă prin ecuaţia

$$G\,v=\frac{\pi D^2}{4}\,W. \qquad (19)$$

Inlocuind şi în ecuaţia (19) pe v prin expresia sa din (17)

$$GRT=\frac{\pi D^2}{4}\,Wp. \qquad (20)$$

Ridicăm la patrat ecuaţia (20)

$$G^2R^2T^2=\frac{\pi^2 D^4}{16}\,W^2\,p^2. \qquad (21)$$

De aci se obţine:

$$W^2=\frac{16\,G^2\,R^2\,T^2}{\pi^2\,D^4\,p^2}\cdot \qquad (22)$$

Inlocuind valoarea lui W^2 în (18) se obţine:

$$\frac{dp}{p}=\frac{8\lambda}{\pi^2 g}\,\frac{G^2RT}{D^5}\,\frac{dL}{p^2}\cdot \qquad (23)$$

Pentru a simplifica expresiile se notează:

$$\frac{8\lambda}{\pi^2 g}\,\frac{RT}{D^5}=A. \qquad (24)$$

Dimensia mărimii A este $(S^2\,m^{-5})$.

Din ecuaţiile (15) şi (23) se formează sistemul de ecuaţii diferenţiale:

$$\begin{aligned} dG&=\alpha\,(p-p_0)\,dL\\ p\,dp&=A\,G^2\,dL \end{aligned} \qquad (25)$$

între variantele G, p şi L.

Acest sistem defineşte fenomenele care au loc în conductele neetanşe.

In practică se cunosc ambele limite de integrare pentru variabila L, care variază de la $l = 0$ la $l = L_2$, lungimea conductei, se cunoaşte valoarea lui $p = p_1$ la compresor, şi debitul $G = G_2$ la receptori. In consecinţă, pentru a obţine formele întrebuinţabile direct în practică este de dorit să se exprime mărimile G şi p în funcţie de L.

Pe această cale se ajunge însă la ecuaţii diferenţiale reductibile la funcţiuni elementare.

Intr-adevăr, pentru a elimina pe G din sistem se poate scrie:

$$p\,\frac{dp}{dL}=p\,p'=A\,G^2\cdot$$

Derivînd

$$2\,AG=p\,p''+p^{12}\cdot$$

de unde:

$$G=\frac{p\,p''+p^{12}}{2\,A}\cdot$$

Derivînd

$$G'=\frac{p\,p'''+3\,p'\,p''}{2\,A},$$

dar

$$G' = \frac{dG}{dL} = \alpha\,(p - p_0)$$

se obține deci:

$$p\,p''' + 3\,p'\,p'' - 2\,A\,\alpha\,p + 2\,A\,\alpha\,p_0 = 0. \quad (26)$$

Ecuația (26) nu se poate integra.

De asemenea încercarea de a elimina variabila p nu duce la rezultate satisfăcătoare.

Punînd

$$\frac{dG}{dL} = G' = \alpha\,(p - p_0),$$

se obține:

$$p = \frac{G'}{\alpha} + p_0$$

și

$$p' = \frac{G''}{\alpha}.$$

Inlocuind aceste valori în

$$p\,\frac{dp}{dL} = p\,p' = A\,G^2$$

se obține

$$\frac{G''}{\alpha}\left(\frac{G'}{\alpha} + p_0\right) = AG^2.$$

Făcînd schimbarea de variabilă

$$G' = z\,(G)$$

$$G'' = z\,\frac{dz}{dG}$$

rezultă:

$$\frac{z\,dz}{\alpha}\left(\frac{z}{\alpha} + p_0\right) = AG^2\,dG$$

sau

$$\frac{z^2\,dz}{\alpha^2} + \frac{p_0}{\alpha}\,z\,dz = AG^2\,dG$$

ecuație care se integrează prin:

$$\frac{z^3}{3\alpha^2} + \frac{p_0}{2\alpha}\,z^2 = \frac{A}{3}\,G^3 + C.$$

Ținînd seama de schimbarea de variabilă făcută, rezultă :

$$\frac{G'^3}{3\,\alpha^2} + \frac{p_0\,G'^2}{2\alpha} - \frac{A}{3}\,G^3 - C = 0. \quad (27)$$

Nici ecuația (27) nu se poate întrebuința în practică. Din cauza imposibilității de a obține ecuații elementare între G și L sau între p și L este preferabil să se elimine din sistemul (25) variabila L, obținîndu-se relația între G și p.

Prin împărțirea celor două ecuații se obține

$$\frac{dG}{p\,dp} = \frac{\alpha\,(p - p_0)}{AG^2}. \quad (28)$$

Separînd variabilele rezultă:

$$AG^2\,dG = \alpha\,p^2\,dp - \alpha\,p_0\,p\,dp. \quad (29)$$

Această ecuație diferențială se poate integra:

$$\int_{G_1}^{G_2} AG^2\,dG = \int_{p_1}^{p_2} \alpha p^2\,dp - \int_{p_1}^{p_2} \alpha\,p_0\,p\,dp \quad (30)$$

sau:

$$\left|\frac{AG^3}{3}\right|_{G_1}^{G_2} = \left|\frac{\alpha\,p^3}{3}\right|_{p_1}^{p_2} - \left|\frac{\alpha\,p_0\,p^2}{2}\right|_{p_1}^{p_2}.$$

De unde rezultă expresia finală:

$$\frac{A}{3}(G_2^3 - G_1^3) = \frac{\alpha}{3}(p_2^3 - p_1^3) - \frac{\alpha\,p_0}{2}(p_2^2 - p_2^1). \quad (31)$$

Această formulă poate fi aplicată în practică pentru cunoașterea pierderilor unei conducte neetanșe. Coeficientul A este definit de constantele conductei, conform relației (24), iar coeficientul α se determină experimental, conform formulei (12).

Exploatarea cărbunilor prin lucrări la zi

Ing. Corneliu Bătăcui și ing. Nichita Fadei

Pentru a asigura exploatarea unui zăcămînt de cărbune în condiții tehnico-economice optime, este necesar ca la deschiderea lui, să se stabilească dacă trebuie exploatat prin metoda subterană sau la zi.

In ultimul timp, dezvoltarea tehnicii, a făcut posibilă aplicarea metodelor de exploatare la zi pe o scară din ce în ce mai largă. Acest lucru a fost posibil odată cu îmbunătățirea metodelor de exploatare și folosirea utilajelor cu productivitate mare la executarea operațiilor de excavare și transport.

La unele zăcăminte de lignit din țara noastră, există posibilitatea aplicării metodelor de exploatare la zi, deoarece condițiile specifice de zăcămînt asigură o exploatare mai avantajoasă, în raport cu exploatarea subterană.

Față de metoda de exploatare subterană, exploatarea la zi prezintă unele avantaje și dezavantaje pe care le vom examina mai jos.

Avantajele constau în:

1. Exploatarea zăcămîntului respectiv se poate face total sau cu pierderi reduse, care în mod normal sînt de 5—10% și în mod excepțional de 15%, în timp ce la exploatările subterane, pierderile de zăcămînt sînt de 25—40% și în unele cazuri chiar 50%.

2. Exploatarea la zi oferă cu prioritate, libertatea de spațiu necesară diferitelor instalații mari. Prin aceasta se crează condițiile unei producții mari, producție care poate atinge și 40 000 tone pe punct de exploatare și zi, în timp ce la exploatarea subterană producția maximă ce poate fi atinsă este de circa 4 000 t/zi.

Acest lucru se explică prin aceea că locul de muncă, este mult mai ușor de realizat și amenajat la zi decît în subteran, deoarece se lucrează în general la lumina zilei și se folosesc mașini și instalații puternice, care permit obținerea unei producții ridicate.

3. Conducerea exploatării la zi nu are nevoie de un personal tehnic prea numeros, iar supravegherea este mult mai ușoară, putîndu-se face cu un personal redus, deoarece lucrările sînt mai concentrate.

4. Producția se poate acomoda mult mai ușor, la necesarul consumului.

5. Solicitarea fizică este mai redusă.

6. Producția ce revine pe un muncitor, depășește cu mult realizările obținute, în exploatări subterane. Astfel, productivitatea realizată (în tone/om și schimb), la exploatările la zi din R.D.G., unde prin această metodă se extrage circa 90% din întreaga producție de cărbune, este de 7 ori mai mare decît cea realizată la exploatările lor subterane.

Aceste productivități nu trebuie considerate drept constante, ele fiind în funcție de măsurile tehnico-organizatorice care pot fi aplicate, atît în subteran, cît și la suprafață. Totuși diferența considerabilă care există la realizările actuale, indică în mod cert că, în exploatările la zi se poate conta pe o productivitate mult mai ridicată.

7. Cărbunii proveniți din exploatările la zi, pot fi valorificați în condiții mai bune, deoarece această metodă de exploatare permite extragerea lor pe calități. Acest lucru este realizabil în special la stratele groase, prin exploatarea separată a cărbunelui din apropierea culcușului, acoperișului și a intercalațiilor.

8. Posibilitatea de a creia terenuri agricole, pe suprafețele rămase în urma exploatării zăcămîntului prin lucrări la zi, ceea ce în general nu se poate realiza dacă zăcămîntul a fost exploatat prin lucrări subterane.

9. Reducerea sau chiar suprimarea completă a cheltuielilor de aeraj, iluminat și susținere.

10. Inlăturarea pericolului de explozie a gazelor și prafului de cărbune.

11. Transportul se face mai uşor şi mai economic, datorită folosirii utilajelor cu capacităţi mari.

12. Condiţiile de muncă sînt mai igienice, iar accidentele sînt mult mai reduse.

Dezavantajele pe care exploatarea la zi le are faţă de exploatarea subterană sînt următoarele:

1. Necesită mişcarea unor mase mari de steril, a căror exploatare, transport şi haldare, poate atinge pînă la 75% din preţul de cost al cărbunelui, cantitatea de steril crescînd în funcţie de adîncimea la care se găseşte stratul de cărbune.

Eventuala utilizare pentru scopuri industriale a cantităţilor de steril, rezultate din exploatările la zi, nu poate fi luată în mod practic în consideraţie. O exploatare la zi cu producţia anuală de 6 000 000 tone cărbune şi un indice de 6 m³ steril excavat şi transportat pentru 1 tonă de cărbune extrasă, dă anual 36 000 000 m³ steril, ceea ce la o greutate specifică de 2, ar fi egală cu 72 000 000 t. O fabrică de cărămidă cu o producţie de 20 000 000 cărămizi anual consumă numai 50 000—100 000 tone de argilă/an. Exploatarea separată în cantităţi mici a acestui volum, ar putea aduce exploatării la zi foloase fără importanţă, faţă de perturbările serioase pe care i le-ar putea provoca.

2. Condiţiile atmosferice cauzează greutăţi considerabile exploatării şi muncitorilor.

3. Exploatarea la zi necesită investiţii iniţiale mari, pentru executarea lucrărilor de deschidere şi procurarea utilajelor şi instalaţiilor necesare. Rentabilitatea investiţiilor poate fi asigurată numai cînd există rezerve mari de cărbuni.

4. Costul de evacuare a apelor de ploaie şi de infiltraţii subterane este destul de ridicat.

5. Exploatările la zi situate în apropierea centrelor populate şi în regiunile fertile, au greutăţi în achiziţionarea terenurilor necesare deschiderii exploatării şi depozitării sterilului.

In alegerea metodei de exploatare trebuie să se ţină seama de toate avantajele şi dezavantajele expuse mai sus. Insă factorul principal care determină limita de rentabilitate a exploatărilor la zi, este raportul dintre grosimea sterilului ce urmează a fi escavat — S şi cea a stratului de cărbune exploatabil — C.

Notînd cu:

v — valoarea unui m³ de cărbune exploatat:
k — costul de exploatare şi de transport pe 1 m³ de cărbune, inclusiv cheltuielile accesorii;
a — costul de exploatare, transport şi haldare pe 1 m³ de steril ;
n — raportul între m³ de steril pe m³ de cărbune $\simeq \frac{S}{C}$;

$$v - k = n.a.$$

este limita extremă la care exploatarea la zi este încă rentabilă.

In general se cere ca:

$$\frac{v-k}{a} = n > 1 \; ; \; n \simeq \frac{S}{C} \qquad (1)$$

Din punct de vedere economic exploatarea la zi faţă de exploatarea subterană este avantajoasă dacă valoarea $k+n.a$ este sub preţul de cost al unui m³ de cărbune brut produs în exploatarea subterană.

Dacă de exemplu luăm valorile;

$v=90$ lei
$k=20$ lei
$a=10$ lei

pe care le înlocuim în formula de mai sus, rezultă că:

$$\frac{90-20}{10} = \frac{70}{10} = \frac{7}{1}$$

limita extremă pentru cazul de faţă este:

$$\frac{S}{C} \simeq \frac{7}{1}$$

adică se poate extrage pînă la 7 m³ de steril pentru 1 m³ de cărbune.

Formula arată că prin ieftenirea costurilor de deschidere, limita de aplicare a exploatărilor la zi, poate fi mereu lărgită.

In timp ce în trecut se considera ca limită de rentabilitate $\frac{S}{C} = \frac{2}{1}$, în ultimul deceniu exploatarea la zi, se poate practica încă în mod rentabil, la un raport $\frac{S}{C}$ de:

$\frac{6}{1}$ la exploatările unde sterilul se transportă cu trenul.

$\frac{8}{1}$ la exploatările unde sterilul se transportă cu poduri.

La proiectarea exploatărilor la zi, trebuie să se ia în consideraţie condiţiile de zăcămînt, examinîndu-se tectonica regiunii şi poziţia stratelor de cărbune.

Astfel trebuie să se cunoască:

1. Suprafaţa, direcţia şi înclinarea zăcămîntului, precum şi eventuale distrugeri ale lui prin: spălări, falieri sau limitări prin linii de văi.

2. Grosimea zăcămîntului şi neuniformităţile existente în cadrul lui.

3. Grosimea, compoziţia şi stratificaţia rocilor ce acoperă zăcămîntul.

4. Grosimea stratului de cărbune, care are un rol hotărîtor în alegerea metodei de exploatare (la zi sau subterană) ţinînd cont de faptul că stratele cu o grosime mai mică de 3 m, nu se exploatează prin metoda la zi decît în mod cu totul excepţional, deoarece, prin această metodă avem în general următoarele pierderi constante de zăcămînt: — cîte 0,50 m din stratul de cărbune la culcuş şi acoperiş — cîte 0,25 m din stratul de cărbune deasupra şi dedesuptul fiecărei intercalaţii de steril.

5. Existenţa, grosimea şi natura eventualelor intercalaţii şi poziţia lor în stratul de cărbune.

6. Caracteristicile culcuşului pe o adîncime de cel puţin 20—30 m sub stratul de cărbune.

7. Existenţa apelor subterane şi de infiltraţie, precum şi repartizarea lor faţă de zăcămînt.

Cunoaşterea în ansamblu a condiţiilor de zăcămînt, are o mare importanţă, pentru alegerea instalaţiilor şi utilajelor de excavare şi transport.

În timp ce transportul sterilului cu trenuri se poate executa şi pe terenuri mai accidentate, transportul cu poduri necesită în general un teren plan. Grosimea rocilor acoperitoare şi a stratului de cărbune determină gabaritele instalaţiilor şi utilajelor de excavare şi transport, înfluenţînd valoarea investiţiilor.

În unele cazuri exploatarea la zi necesită ocuparea unor suprafeţe mari, mutarea unor aşezări omeneşti, cursuri de ape, drumuri şi căi ferate. Aceste probleme trebuie să fie rezolvate ţinînd cont de influenţa pe care o are asupra regiunii respective.

Dezvoltarea excepţională a tehnicii exploatării la zi, a dus în unele ţări la o descreştere substanţială a importanţei exploatării subterane a cărbunelui.

In anul 1885 din producţia totală de cărbune a Germaniei, 74% a fost obţinută din exploatările subterane şi numai 25% din exploatările la zi. Ponderea producţiei subterane pînă în anul 1913 a scăzut la circa 30%, iar în ultimii ani a ajuns la circa 10%.

Dezvoltarea vertiginoasă a tehnicii exploatării la zi a dus la reducerea simţitoare a preţului de cost al cărbunelui. Preţul de cost mult mai avantajos al cărbunelui rezultat din exploatările la zi a dus la dezvoltarea şi extinderea continuă a acestei metode de exploatare.

In Germania producţia de cărbuni provenită din exploatările la zi a înregistrat o creştere însemnată care se exprimă prin următoarele cifre:

Anul	Producţia mii tone
1885	15
1900	40
1910	70
1920	112
1929	175
1938	195
1943	253

iar cantitatea de steril excavată şi transportată a fost de:

Anul	Cantitatea mii m^3
1923	170
1929	243
1938	370

Preţul de cost realizat în ultimul timp la exploatările la zi din R.D.G. este de circa 12 ori mai mic faţă de preţul de cost al lignitului provenit din exploatările subterane din ţara noastră.

Desigur că toate aceste date trebuie privite numai orientativ, deoarece chiar şi în cadrul aceleaşi metode de exploatare (subterană sau la zi) există foarte mari diferenţe la realizările obţinute în funcţie de felul cum sînt înzestrate întreprinderile respective cu utilaje şi instalaţii.

Astfel, în cadrul metodei de exploatare la zi, există o diferenţă foarte mare între indicii realizaţi la exploatările înzestrate cu poduri pentru transportul sterilului şi între cele înzestrate cu trenuri.

În timp ce echiparea unei întreprinderi cu poduri necesită investiţii iniţiale mai mari decît la cea echipată pentru transport cu trenuri, preţul de cost la întreprinderile înzestrate cu poduri este mai scăzut decît la cele înzestrate cu trenuri, datorită productivităţii mult mai ridicate (de 3—5 ori) şi a unei mai bune folosiri a utilajelor şi instalaţiilor.

Aceste observaţii se pot concretiza prin următoarele date realizate la unele exploatări la zi din R.D.G.:

a) *Prețul de cost ce revine pe* m³ *de steril excavat și transportat în* lei/m³

Tabela 1

Denumirea exploatării	U/M	Specificații			
		Realizat 1954		Realizat Sem.I. 1955	
		Transportat		Transportat	
		cu trenul	cu podul	cu trenul	cu podul
Nr. 1	lei/m³	2,79	0,78	2,32	0,70
Nr. 2	"	1,22	0,91	—	0,76
Nr. 3	"	5,25	0,91	3,50	0,90
Nr. 4	"	2,33	0,76	3,96	1,01
Nr. 5	"	6,73	1,21	1,95	0,88
Nr. 6	"	2,22	—	3,21	0,99
Nr. 7	"	1,81	0,57	1,89	0,58

b) *Productivitatea realizată la dezvelire,* în t/post.

Tabela 2

Denumirea exploatării	U/M	Specificații			
		Realizat 1954		Semestrul I. 1955	
		cu trenul	cu podul	cu trenul	cu podul
Nr.1	tone/om și schimb	83,52	340,96	34,80	137,28
Nr.2	"	—	233,04	—	114,56
Nr.3	"	42,64	168,00	22,40	89,52
Nr.4	"	51,20	213,92	21,84	112,64
Nr.5	"	90,24	281,04	54,32	100,96
Nr.6	"	46,16	300,96	21,36	126,32
Nr.7	"	89,52	316,08	42,64	155,28

Din datele sus arătate rezultă că, după stabilirea definitivă a metodei de exploatare a unui zăcămînt (prin metoda subterană sau la zi) rămîne ca o problemă foarte importantă alegerea justă a instalațiilor și utilajelor în funcție de condițiile de zăcămînt.

În prezent tehnica nouă indică ca cea mai rentabilă metodă de exploatare la zi, pe aceea cu poduri, care pe lîngă alte avantaje îi mai prezintă și pe acela că poate fi aplicată în mod rentabil la raporturi destul de mari între grosimea stratelor de steril și a stratului de cărbune.

În ceea ce privește termenul necesar pentru a pune în plină capacitate de producție o exploatare la zi (inclusiv faza de proiectare), este de 3—5 ani.

Ținînd cont de avantajele exploatării la zi, considerăm că și producția de lignit a țării noastre ar trebui să se axeze pe cît posibil pe această metodă de exploatare, căreia actualul stadiu al tehnicii i-a deschis mari perspective pentru viitor.

Considerații asupra criteriilor de alegere a metodelor de exploatare pentru filoanele foarte subțiri cu înclinare mare

Conf. ing. **Lețu Nicolae**
Institutul de Mine Petroșani

Lucrările celui de al doilea Congres al P.M.R. măresc perspectivele industriei miniere prin sarcinile pe care i le trasează și anume : privitor la dezvoltarea industriei siderurgice — lărgirea bazei de materii prime — pentru sectorul minelor neferoase — mărirea rezervelor și a producției de minereu la 150—200%, iar pentru minereul de uraniu dezvoltă industria extracției de uraniu.

O mare parte din rezervele zăcămintelor noastre, de minereuri sînt incluse în filoane subțiri și foarte subțiri, exploatarea cărora se făcea de obicei cu pierderi mari și cu un preț de cost ridicat.

Exploatarea rațională a noilor rezerve, creșterea producției de minereuri, trebuie să orienteze pe inginerii și tehnicienii mineri spre un studiu prealabil în vederea justei alegeri a metodelor de exploatare, pe baza celor mai noi cuceriri ale științei miniere.

Importanța alegerii juste a metodelor de exploatare pentru activitatea cu succes a întreprinderii, este unanim recunoscută, iar exemplele concrete dovedesc eșecurile suferite prin aplicarea nejustă a acestora.

Factori care influențează în alegerea metodelor de exploatare sînt :

1. Tehnico-geologici.
2. Organizatorici.
3. Tehnici, impuși din punct de vedere calitativ.
4. Economici.
5. Posibilitatea de a folosi tehnica înaintată.
6. Tehnologia de prelucrare a minereului.

In funcție de măsura cu care acești factori sînt luați în considerație, este realizată condiția fundamentală pe care trebuie să o îndeplinească ori ce metodă de exploatare și anume : securitatea muncii — intensitatea de exploatare — preț de cost redus, rentabilitaea exploatării.

Realizarea cerințelor de mai sus implică de asemenea efectuarea următoarelor studii :

a) Urmărirea structurii zăcămintelor și a rocilor înconjurătoare, a fisurilor stratificației și a proprietăților fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare.

b) Studii în laborator, în producție, pentru verificarea parametrilor constitutivi ai metodei.

c) Tehnica mineritului este caracterizată printr-un continuu progres, deci nu este admisă simpla copiere a practicii, ci orientarea după experiențele cele mai înaintate din țară sau străinătate, studiul realizărilor științei miniere și a dezvoltării tehnicii miniere în viitor.

d) Studii asupra aprecierii din punctul de vedere economic al metodei de exploatare.

In cele ce urmează, vom analiza ultimul punct și anume, metodica de comparație economică a metodelor de exploatare.

Metodica comparației din punctul de vedere economic al metodelor de exploatare

Indicii de bază care trebuie folosiți pentru alegerea celei mai corespunzătoare metode de exploatare, sînt :

1. Comparația din punct de vedere economic al eficacității metodelor de exploatare.
2. Pierderea de minereu în timpul exploatării.
3. Comparația productivității muncii.

Indicii pentru comparația din punct de vedere economic al metodelor de exploatare

Alegerea metodelor de exploatare la noi în țară se făcea de obicei analizînd productivitatea muncii, consumul de material și prețul de cost al tonei de minereu.

Așa cum a demonstrat însă practica, prețul de cost al tonei de minereu, nu poate servi întotdeauna ca un criteriu de comparație, deoarece metodele de exploatare ce sînt supuse comparației sînt caracterizate prin diferite calități ale minereului, datorită valorilor diferite ale pierderilor cantitative şi calitative. Calitatea minereului este cel mai important indice al exploatării zăcămîntului, aşa cum el determină tehnologia şi cheltuielile de prelucrare a minereului, prin urmare şi valoarea industrială a acestuia. Preţul de cost al tonei de minereu poate constitui un indice de comparaţie numai în cazul cînd se pune condiiţa ca şi minereul obţinut de la diferite metode de exploatare să aibă aceeaşi calitate.

Avîndu-se în vedere că minereul obţinut de la diferite metode de exploatare supuse analizei este de diferite calităţi, cel mai obiectiv indice de comparaţie al eficacităţii metodei de exploatare este preţul de cost al produsului finit obţinut din minereu cu condiţia ca şi aceasta să aibă aceeaşi calitate.

In acest caz, indicele comparativ din punct de vedere economic al preţului de cost, va fi diferenţa :

$$S=(C_1-C_2) \qquad (1)$$

sau în procente faţă de prima variantă :

$$S'=\frac{S}{C_1}\times 100=\frac{C_1-C_2}{C_1}\cdot 100\%$$

în care :

C_1 — preţul de cost al produsului finit de la prima metodă de exploatare :

C_2 — acelaşi, pentru a doua metodă de exploatare.

In caz că produsul finit este concentrat, atunci preţul de cost al acestuia se determină cu relaţia :

$$C_k=\frac{100}{\gamma_k}(c+f_p+t_p) \qquad (2)$$

în care :

γ_k — obţinerea concentratului din minereu (în procente) ;

c — preţul de cost al tonei de minereu — lei/t ;

f_p — preţul de cost al prelucrării unei tone de minereu la uzina de preparare — lei/t ;

t_p — cheltuielile legate de transportul unei tone de minereu pînă la uzina de preparare — lei/t.,

Deoarece :

$$\gamma_k=\frac{\alpha\cdot E_k\,(100-r)}{100\,\beta}\,\%,$$

atunci şi relaţia (2) va deveni :

$$C_k=\frac{100^2\,\beta}{\alpha\,(100-r)\,\varepsilon_k}\,(c+f_p+t_p) \qquad (3)$$

unde :

β — conţinutul componentului util în concentrat, % ;

α — conţinutul componentului util în zăcămînt, % ;

ε_k — extracţia componentului util din minereu în concentrat, %.

Economiile realizate la întreprindere pe timpul exploatării zăcămîntului cu a doua metodă de exploatare, vor fi :

$$S_e=(C_1-C_2)\,G \qquad (4)$$

unde G — cantitatea de metal sau concentrat extras în urma exploatării şi prelucrării minereului dat,

$$G=\frac{\gamma_k}{100}\,K\cdot Q$$

în care :

K — coeficientul de exploatare a zăcămîntului ;

Q — rezerva industrială a zăcămîntului,

deci :

$$S_e=(C_1-C_2)\,\frac{\gamma_k}{100}\,K\cdot Q \qquad (5)$$

In locul preţului de cost al produsului finit, se pot folosi de asemenea indicii cheltuielilor de producţie (extracţie şi prelucrare) ce revin unei tone de minereu.

Aceşti indici sînt legaţi cu preţul de cost final prin următoarea relaţie :

$$u=\frac{\gamma}{100}\,c \qquad (6)$$

pentru cazul cînd produsul final este concentrat, relaţia de mai sus devine :

$$u=c+f_p+t_p \qquad (7)$$

Pentru a face comparabili indicii cheltuielilor de producţie (extracţie şi prelucrare) trebuie pusă condiţia, ca întreaga cantitate anuală de concentrat a întreprinderii pentru ambele metode să fie egală.

In acest caz pentru comparaţie poate fi utilizată relaţia :

$$U=u\cdot\frac{100}{\gamma_k}\,A_m=u\cdot A_p \qquad (7)$$

unde :

u — cheltuielile de producţie ale întreprinderii miniere pentru extragerea şi prelucrarea minereului ;

A_m — cantitatea anuală de concentrat (egal pentru ambele variante);

A_p — producţia anuală de minereu, necesară pentru obţinerea cantităţii de concentrat A_m.

$$A_p=\frac{100}{\gamma_k}\,A_m$$

γ_k — obţinerea concentratului din minereu.

Se constată că pe baza relaţiilor cunoscute,

$$U=u\cdot A_p=C\cdot A_m$$

unde C — preţul de cost al produsului finit în urma prelucrării minereului.

Punînd condiția că producția anuală a produsului finit rămîne și pentru prima și pentru a doua variantă aceeași, atunci în locul relației (5) obținem :

$$S_e = \left(\frac{u_1}{\gamma_{k_1}} \cdot A_m - \frac{u_2}{\gamma_{k_2}} \cdot A_m\right)\frac{k_1\ Q}{A_m} = (U_1 - U_2)\frac{K_1\ Q}{A_1}$$

unde

U_1 și U_2 — suma cheltuielilor anuale de producție (extragerea și prelucrarea) necesare pentru obținerea unei producții finite A_m;

A_1 — producția anuală de minereu la prima metodă de exploatare.

Expresia $\frac{K_1\ Q}{A_1}$ reprezintă chiar durata de exploatare, iar pentru comparația metodelor de exploatare este suficient doar indicele:

$$s = U_1 = U_2$$

care exprimă diferența cheltuielilor anuale de producție.

Rentabilitatea de exploatare

Acțiunea legii dezvoltării planice asigură dezvoltarea continuă și intensă a economiei noastre naționale, elimină crizele periodice proprii capitalismului și determină forma cea mai înaltă de rentabilitate a producției socialiste, aceasta dn urmă fiind subordonată în primul rînd intereselor generale ale economiei țării.

Totuși acest lucru nu exclude necesitatea și nu diminuiază importanța luptei pentru rentabilitatea fiecărei întreprinderi, așa cum rentabilitatea producției este unul dintre cele mai importante izvoare de acumulare industrială, reproducerea lărgită și creșterea eficacității cheltuielilor capitale.

Pentru aprecierea economicității în rezolvarea problemelor de proiectare, în multe cazuri, este suficientă doar analiza prețului de cost al producției, de aceea analiza indicelui de rentabilitate nu întotdeauna este o condiție obligatorie.

Totuși, acești indici se recomandă a fi utilizați în calitate de criteriu suplimentar, cînd comparația prețului de cost nu reușește să scoată în evidență superioritatea economică a uneia dintre variante.

In cele ce urmează vom analiza următorii indici de rentabilitate :

1. Rentabilitatea obținută din produsul finit al minereului.
2. Rentabilitatea obținută prin folosirea minereului.
3. Rentabilitatea obținută în urma exploatării zăcămîntului.

Indicii de rentabilitate obținuți din producția finită a minereului îi pot constitui diferența dintre valoarea acestei producții P și prețul ei de cost, adică diferența :

$$d_m = P - C \qquad (9)$$

Acest indice reflectă mărimea acumulării industriale raportată la unitatea producției finite obținute.

In mod analog cu exemplul de sus, rentabilitatea folosirii pe scară industrială a minereului poate fi obținută prin diferența dintre valoarea industrială v și cheltuielile de producție pe întreg ciclul de extragere și prelucrare, care revin unei tone u.

$$d = V - u \cdot \qquad (10)$$

Deoarece variația calității minereului la extragere se reflectă nu numai asupra valorii minereului, dar și asupra economiei prelucrării lui, se recomandă ca analiza variației rentabilității ca o consecință a variației calității minereului, să se facă pe baza relațiilor (9 și 10).

Ca mărime absolută întotdeauna $d < d_m$, iar aceste mărimi sînt legate între ele așa cum și mărimile u și P sau u și C sînt legate cu randamentul de extragere a producției din minereul exploatat.

$$d = \frac{\gamma_k}{100} \cdot d_m$$

unde

γ_k — obținerea concentratului din minereu,%.

Indicile de rentabilitate a exploatării zăcămîntului, în afară de valoarea producției și a cheltuielilor de producție, trebuie să țină seama de rezervele de minereu și de indicii de extragere a minereului (la extragere și prelucrare), așa cum importanța industrială a zăcămîntului depinde de toți factorii enumerați.

În baza celor expuse, rentabilitatea realizată în urma obținerii produsului finit G se exprimă prin produsul :

$$D = d_m \cdot G = (P - C) \cdot G \cdot$$

In mod corespunzător rentabilitatea exploatării zăcămîntului va fi exprimată prin mărimea :

$$D = \mathrm{d}T = \mathrm{d}\,K\,Q = (v - u)\,K \cdot Q \cdot \qquad (12)$$

Dacă admitem în mod arbitrar că atît cantitatea de minereu cît și producția finită obținută, este mai mică la prima variantă a metodei de exploatare în comparație cu a doua $(G_1 < G_2)$, atunci rentabilitatea întreprinderii pentru primul caz va fi :

$$S_r = d_m(G_2 - G_1) \qquad (13)$$

unde d_{m_2} indice de rentabilitate pentru o unitate de produs finit realizat cu varianta doua.

Semnul pozitiv al mărimii S_r înseamnă paguba ce rezultă în urma aplicării variantei I în comparație cu varianta II.

In cazul cînd produsul finit este exprimat prin cantitatea de minereu extras, atunci aceeaşi mărime S_r se poate exprima cu relaţia :

$$S_r = d_2(\gamma_{k2} \cdot K_2 - \gamma_{k1} \cdot K_1)\ \frac{Q}{2} \qquad (11)$$

unde d^2 — indicele de rentabilitate a producţiei (obţinut cu varianta a doua).

Pagubele sau economia generală obţinută cu varianta I în comparaţie cu a doua, reprezintă :

$$S = S_e + S_r = (C_1 - C_2)\, G_1 + d_m (G_2 - G_1) \cdot \qquad (15)$$

In concluzie putem sublinia faptul că pentru aprecierea metodelor de exploatare indicii de rentabilitate pot fi utilizaţi în două feluri :

1. Aprecierea metodelor de exploatare se efectuează cu ajutorul indicilor preţului de cost, iar indicii de rentabilitate se utilizează ca o completare.

In acest caz ei servesc pentru determinarea pagubelor sau dimpotrivă venitul suplimentar ca o consecinţă a pierderilor diferite de zăcămînt.

In acest caz pentru aprecierea scăderii sau creşterii venitului întreprinderi datorită diferenţelor de extragere a rezervelor se folosesc relaţiile :

$$S_p = d_{m2}(G_1 - G_2) \qquad (16)$$

$$S_p = d_2(\gamma_{k2} - k_2 - \gamma_{k1} \cdot k_1)\ \frac{Q}{2} \cdot \qquad (17)$$

Cu ajutorul acestei relaţii putem urmări rezultatele economice datorită diferenţelor de extragere a zăcămîntului, completînd astfel calculul economic al metodelor de exploatare alese, în funcţie de indicii preţului de cost obţinut.

Astfel, valoarea generală a economicităţii metodelor de exploatare rezultate în urma comparaţiei variantelor alese, va fi egală cu :

$$S = S_e + S_r \cdot \qquad (18)$$

2. Indicii de rentabilitate sînt utilizaţi individual pentru aprecierea economică a metodelor de exploatare.

A doua metodă constă în folosirea indicilor de rentabilitate a exploatării rezervelor de minereu şi se determină cu relaţia :

$$D = d_m\ G = d_m\ k\ Q \cdot \qquad (19)$$

Această mărime reprezintă produsul rentabilităţii obţinută dintr-o unitate de produs finit cu cantitatea întregii producţii.

Ea se poate de asemenea exprima prin produsul rentabilităţii unei tone de minereu cu cantitatea de minereu extras.

In funcţie de condiţiile respective, indicii de rentabilitate se pot calcula fie în raport cu produsul finit, fie cu minereul extras.

Aprecierea economică rezultă din comparaţia a două metode de exploatare, dintre care una D_2 asigură o rentabilitate mai mare faţă de a doua D_1 şi se exprimă cu relaţia :

$$S = D_2 - D_1 \qquad (20)$$

care în fond este identică cu relaţia $S = S_e + S_r$ exprimînd aceeaşi mărime.

Toate mărimile valorice folosite în formulele de mai sus, depind de structura ciclului de producţie, de calitatea minereului şi de randamentul de extragere a concentratului din minereu.

Calitatea minereului extras depinde de conţinutul componentului util, de diluarea minereului şi de aplicarea sortării.

In abataj se pot sorta doar bucăţile de steril mari, vizibile, al căror procent este mic, oscilînd între 4—6%.

In majoritatea cazurilor însă bucăţile de steril au o granulometrie mică, iar sortarea lor în abataj scade mult din intensitatea de exploatare.

Asupra locului de sortare a minereului nu ne vom ocupa în articolul de faţă, el urmărind să facă obiectul unui articol separat.

Ceea ce trebuie însă subliniat, este atenţia care trebuie acordată diluării minereului şi efectului negativ al acesteia, la alegerea unei metode de exploatare. Modul de calcul al diluării minereului este amănunţit tratat în colecţia Revistei Minelor A.S.I.T., aşa că în articolul de faţă vom insista doar asupra pierderilor cantitative.

La alegerea metodelor de exploatare un mare rol îl joacă nu numai comparaţia din punct de vedere economic a acestuia, dar şi mărimea pierderilor cantitative, care intervine în procesul de exploatare.

Relaţia care există între extragerea minereului din zăcămînt şi extragerea utilului din rezerva industrială se poate exprima cu relaţia de mai jos :

$$k' = k \cdot \frac{\alpha' \alpha''}{\alpha - \alpha''} = \frac{K\,(100 - r)}{100} \qquad (21)$$

în care :

K' — coeficientul real de extragere a minereului din rezerva industrială;
K — coeficientul de extragere a minereului în timpul exploatării;
α — conţinutul utilului în zăcămînt;
α' — conţinutul utilului în minereu;
α'' — conţinutul utilului în rocile înconjurătoare.

Paralel cu analiza economică şi a pierderilor cantitative în zăcămînt, este necesară de asemenea şi determinarea productivităţii muncii a metodelor de exploatare care se compară. Dacă notăm cu :

P_1 — productivitatea muncii în tone pe schimb pentru prima variantă ;

P_2 — aceeaşi mărime pentru varianta a doua atunci indicele de comparaţie a metodelor de exploatare în funcţie de productivitatea muncii, poate fi exprimat prin relaţia:

$$p = \frac{P_2 - P_1}{P_1} \cdot 100\,\% \cdot \qquad (22)$$

Pentru exploatarea filoanelor foarte subţiri deseori se întrebuinţează metoda selectivă şi totală de abataj.

Institutul de Mine de pe lîngă Academia de Ştiinţe a U.R.S.S. a elaborat o nouă metodă de exploatare selectivă pentru exploatarea filoanelor foarte subţiri, al cărei principiu constă în înmagazinarea sterilului rezultat din împuşcarea pereţilor. Metoda propusă elimină multe din dezavantajele proprii metodelor vechi de exploatare selectivă cunoscute şi anume:

— pierderi mari de metal în vatra de rambleu;

— productivitatea scăzută a muncii;

— intensitatea de exploatare a panoului, foarte redusă.

Exploatarea totală se efectuează cu metoda înmagazinării minereului, care în anumite împrejurări asigură indici tehnico-economici superiori celei selective.

Din complexitatea de factori care determină aplicarea metodei selective sau totale de extragere, un factor important îl reprezintă grosimea filonului.

Grosimea minimală a filonului pentru aplicarea metodei selective de extragere, depinde de conţinutul metalului în filon, de valoarea lui şi de grosimea făgaşului rezultat în urma împuşcării.

La exploatarea selectivă, conţinutul de metal în filon este raportat la conţinutul lui în minereul împuşcat, aşa cum lăţimea făgaşului este raportată la grosimea filonului:

$$\frac{\alpha}{\alpha'} = \frac{G\,r_2}{G_f\,r_1} \qquad (23)$$

sau

$$\alpha' = \frac{G_f\,r_1\,\alpha}{G\;r_2}\ \%,$$

în care:

G_f — grosimea filonului, m;

G — lăţimea spaţiului de lucru, m;

α — conţinutul de metal în filon, %;

α' — conţinutul de metal în minereul împuşcat, %;

r_1 — greutatea volumetrică a minereului din filon;

r_2 — greutatea volumetrică a minereul împuşcat.

In cazul cînd rocile înconjurătoare sînt mineralizate, se poate utiliza relaţia:

$$\alpha' = \alpha - \frac{\rho}{100}(\alpha - \alpha'') \qquad (24)$$

Deoarece în timpul exploatării şi a transportului de minereu intervin pierderi cantitative şi calitative, conţinutul minereului supus operaţiei de preparare va fi mai scăzut faţă de minereul din abataj şi anume:

$$\alpha_1' = \varphi\,\alpha' = \frac{\varphi\,G_f\,\alpha\,r_1}{G\,r_2} \qquad (25)$$

în care:

α_1 — conţinutul de metal al minereului la uzina de preparare;

φ — coeficient care ţine cont de scăderea conţinutului de metal ca rezultat al pierderilor cantitative şi calitative.

Aşa cum conţinutul de metal α_1 nu trebuie să fie mai scăzut decît conţinutul minim admis, atunci din relaţia (25) urmează:

$$\frac{\varphi\,G_f\,\alpha\,r_1}{G\,r_2}\;\alpha_M \qquad (26)$$

unde α_M — conţinutul minim de metal în minereul comercializat.

Grosimea minimă a filonului supus exploatării selective se determină din expresia de mai sus şi anume:

$$G_f \geqslant \frac{\alpha_1'\,G\,r_2}{\varphi\,\alpha\,r_1} \qquad (27)$$

Dacă substanţa minerală utilă este foarte preţioasă şi conţinutul este foarte ridicat, atunci exploatarea unui asemenea zăcămînt poate fi efectuată şi la grosimi de filon extrem de mici.

Prin urmare grosimea minimă a filonului pentru aplicarea exploatării cu abataj selectiv se determină concret pentru fiecare caz în parte, pe bază de calcul şi nu pe simple aprecieri rutiniste.

Dacă grosimea minimă a filonului pentru exploatarea cu abataj selectiv este determinată de importanţa minereului şi de mărimea conţinutului minim de metal în minereu, în schimb grosimea maximă pentru aplicarea aceleaşi metode trebuie să fie făcută prin calculul comparativ cu metoda de exploatare cu abataj total, care în acest caz este concurentul principal al metodei cu abataj selectiv.

Limita de aplicare a metodei cu abataj selectiv şi punctul de trecere la metoda de exploatare cu abataj total poate fi determinată cu relaţiile indicilor economici care dau preţul de cost al tonei de produs finit — concentratul.

În cele ce urmează vom da un exemplu de calcul, care să ilustreze grosimea optimă de aplicare a metodei de exploatare cu abataj selectiv sau total, pentru filoanele subţiri, precum şi calculul economic comparativ dintre acestea.

Datele luate în tratarea din acest exemplu sînt arbitrare:

- Grosimea filmului, G_f . . . . 0,3 m.
- Greutatea volumetrică, r_1 . . . . . . 2,7 t/m³
- Greutatea volumetrică a rocilor înconjurătoare, r_2 . . . . 2,7 t/m³
- Conținutul mediu de metal în zăcămînt, α = 0,6 %
- Conținutul mediu de metal în rocile înconjurătoare, α'' . . . . = 0,1 %
- Prețul concentratului . . . . P=40 000 lei

Intreprinderea constă din mina propriu zisă și uzina de preparare amplasată la 3 km de mină.

Producția anuală a minei este dată pentru concentrat și reprezintă $A_m = 500$/t/an, cu un conținut de metal în concentrat $\beta = 65\%$.

Pentru minereul cu conținutul pînă la 0,3 $\varepsilon_k = 70\%$

Pentru minereul cu conținutul pînă la 1% $\varepsilon_k = 75\%$

a) Conținutul de metal în minereul împușcat (pentru metoda cu înmagazinare):

- lățimea locului de muncă, G = 0,8 m.
- pierderile cantitative sînt de 6%.

Diluarea datorită împușcării pereților este:

$$\rho = \frac{G - G_f}{G} \cdot 100 = \frac{0{,}8 - 0{,}3}{0{,}8} \cdot 100 = 63\%$$

Conținutul de metal în minereul înmagazinat este:

$$\alpha' = \alpha - \frac{\rho}{100}(\alpha - \alpha'') = 0{,}6 - \frac{63}{100} \cdot (0{,}6 - 0{,}1) = 0{,}28\%.$$

Coeficientul de extragere a minereului față de rezerva industrială exprimată în unități de măsură este:

$$K_1 = K\frac{G}{G_f} = 0{,}94\frac{0{,}8}{0{,}3} = 2{,}5.$$

b) Pentru exploatarea cu abataj selectiv (varianta a doua).

Determinarea conținutului de metal în minereul împușcat:

- din pereți se împușcă doar 10 cm.
- pierderi cantitative 5 %.
- coeficientul real de extragere K = 0,97.

Diluarea datorită împușcării celor 10 cm de steril din pereți este:

$$\rho = \frac{G - G_f}{G_f} \times 100 = \frac{0{,}4 - 0{,}3}{0{,}4} \cdot 100 = 25\%.$$

Diluarea datorită pierderilor de metal în vatră de rambleu este:

$$\alpha' = \left(\alpha - \frac{\rho}{100}\right)(\alpha - \alpha'') = \frac{25}{100} \cdot (0{,}6 - 0{,}1) = 0{,}45\%.$$

Coeficientul de extragere în raport cu rezervele industriale este:

$$K_2 = K\frac{G}{G_f} \cdot 0{,}97\frac{0{,}4}{0{,}3} = 1{,}3.$$

c) Punînd condiția unei producții constante de concentrat pentru ambele metode, atunci producția necesară de minereu pentru asigurarea cantității de concentrat va fi:

1) Pentru metoda cu înmagazinare:

$$A_p'' = \frac{\beta \cdot 100}{\alpha' \varepsilon'} \cdot Am = \frac{0{,}65 \cdot 100}{0{,}27 \cdot 70} \cdot 500 = 165\,000 \text{ t/an}.$$

2) Pentru metoda cu abataj selectiv:

$$A_p'' = \frac{65 \cdot 100}{0{,}45 \cdot 75} \cdot 500 = 95\,000 \text{ t/an}.$$

Productivitatea întreprinderii constituie pentru metoda cu abataj selectiv în comparație cu metoda cu înmagazinare:

$$\frac{95}{165} \cdot 100 = 55\%,$$

d) Prețul de cost al minereului, transportul și prepararea pot fi determinate pe baza datelor statistice.

Pentru varianta ce urmează a se propune ca exemplu, în locul metodei existente, prețul de cost al tonei de minereu se poate determina prin excluderea acelor cheltuieli care nu sînt proprii variantei propuse.

Pentru expunerea unui asemenea exemplu, considerînd că e destul de simplu, ne vom limita doar la analiza rezultatelor, care sînt incluse în tabela de mai jos:

Denumirea	Variantele metodelor de exploatare	
	Cu înmagazinare	Cu abataj selectiv
Prețul de cost al tonei de minereu, lei/t	65	115
Transp. unei tone de minereu la uzina de preparare, lei/t	5,0	6,0
Costul preparării unei tone de minereu, lei/t	30	36

e) Determinarea indicilor de rentabilitate a extragerii pentru fiecare variantă în parte se face cu relațiile cunoscute și anume:

$$d = v - u$$

unde

v — valoarea industrială a minereului;

u — cheltuielile de producție ce revin unei tone de minereu.

In acest caz:

$$v = \frac{\alpha' \cdot \varepsilon_1}{100\,B} \cdot P_k.$$

Pentru metoda cu înmagazinare, introducînd valorile respective, vom avea:

$$v_1 = \frac{0{,}27 \cdot 70}{100 \cdot B} \cdot 40\,000 = 116{,}2 \text{ lei/t}.$$

Iar pentru exploatarea cu abataj selectiv avem:

$$v_2=\frac{0{,}45\cdot 75}{100\cdot 65}\cdot 40\,000=208 \text{ lei/t.}$$

Valoarea lui u

— Pentru metoda cu înmagazinare:

$$u_1=c_1+f_{p_1}+t=65+30+5{,}0=100{,}0 \text{ lei/t.}$$

— Pentru exploatarea cu abataj selectiv:

$$u_2=c_1+f_p+t_p=65+36+6{,}5=157{,}5 \text{ lei/t.}$$

In baza acestora:

$$d_1=v_1-u_1=116{,}2-100{,}0=16{,}2 \text{ lei/t.}$$

$$d_2=v_2-u_2=208{,}0-157{,}5=50{,}5 \text{ lei/t.}$$

Economicitatea comparativă dintre cele două variante:

$$s=d_2-d_1=50{,}5-16{,}2=34{,}2 \text{ lei/t.}$$

f) Rezultatul obţinut nu ţine seama că rocile înconjurătoare sînt mineralizate, roci, care la metoda cu înmagazinare sînt extrase parţial, iar la metoda cu abataj selectiv se pierd.

De aceea trebuie calculată economicitatea variantelor şi pe baza indicilor de rentabilitate a exploatării zăcămîntului.

Pentru aceasta aplicăm relaţiile cunoscute:

$$S=D_2-D_1=(K_2\,d_2-K_1\,d_1)\,Q$$

$$S=(1{,}3-50{,}5-2{,}5-16{,}2)\;500=12{,}600 \text{ lei.}$$

Iar pentru tona din rezervă industrială:

$$s\,\frac{S}{Q}=25{,}2 \text{ lei/t.}$$

Rezultatul obţinut este mai mic decît cel de mai sus, totuşi şi acesta scoate în evidenţă pentru cazul dat, superioritatea metodei cu abataj selectiv.

g) Calculul economicităţii dintre cele două variante, cînd rocile înconjurătoare nu sînt mineralizate.

În mod analog se obţin cu aceleaşi relaţii, următoarele rezultate:

$v_1=90{,}5$ lei/t $u_1=91{,}5$ lei/t $d_1=1{,}0$ lei/t

$v_2=203{,}0$ lei/t $u^2=157{,}0$ lei/t $d^2=45{,}5$ lei/t.

In acest caz, economicitatea va fi:

$$S=d_2-d_1=46{,}5 \text{ lei/t.}$$

Sau:

$$s=\frac{S}{Q}=\frac{D_2+2\,D_1}{Q}.$$

Ştiind că: $D=d\,k\,Q$

$$s=\frac{d_2\,k_2\,Q-d_1\,k_1\,Q}{Q}=k_2\cdot d_2-k_1\,d_1.$$

În cazul nostru:

$$s=1{,}3\cdot 45{,}5+2{,}5\cdot 1{,}0=61{,}5 \text{ lei/t.}$$

Tabela 1

Metoda de exploatare cu abataj selectiv

Conţinutul utilului în zăcămînt, %	Grosimea filonului, m	Diluarea minereului, %	Conţinutul de util, în minereul împuşcat, %	Coeficientul de extragere de minereu din zăcămînt	Preţul de cost al tonei de minereu, lei/t	Preţul de cost al transportului, lei/t	Preţul de cost al preparării, lei/t
0,4	0,2	33	0,29/0,26*	1,45	105/100	5,5/5,0	32/30
	0,3	25	0,31/0,29	1,30	105/105	5,5/5,5	32/32
	0,4	20	0,33/0,31	1,20	115/110	6,5/6,0	34/34
	0,5	17	0,34/0,32	1,15	115/110	5,5/6.0	34/34
0,5	0,2	33	0,36/0,33	1,45	115	6,5	34
	0,3	25	0,39/0,36	1,30	115	6,5	36
	0,4	20	0,41/0,39	1,20	115	6,5	36
	0,5	17	0,42/0,41	1,15	115	6,5	36
0,6	0,2	33	0,43/0,40	1,45	115	6,5	36
	0,3	25	0,45/0,44	1,30	115	6,5	36
	0,4	20	0,48/0,47	1,20	115	6,5	36
	0,5	17	0,50/0,49	1,15	115	6,5	36
0,7	0,2	33	0,50/0,47	1,45	115	6,5	36
	0,3	25	0,53/0,51	1,30	115	6.5	36
	0,4	20	0,56/0,54	1,20	115	6,5	36
	0.5	17	0,58/0,56	1.15	115	6,5	36

*) La numărător — cînd rocile înconjurătoare sînt mineralizate
La numitor — cînd rocile înconjurătoare nu sînt mineralizate

Tabela 2

Metoda de exploatare cu înmagazinare

Conţinutul utilului în zăcămînt, %	Grosimea filonului, m	Diluarea minereului %	Conţinutul de util, în minereul împuşcat %	Coeficientul de extragere a minereului din zăcămînt	Preţul de cost al tonei de minereu, lei/t	Preţul de cost al transportului, lei/t	Preţul de cost al preparării, lei/t
0.4	0,2	75	0,17/0,11*	3,8	55/50	4,0/3,5	25/22
	0,3	63	0,20/0,14	2,5	60,50	4,5/3,5	27/22
	0,4	50	0,24/0,19	1,9	65/60	5,0/4.5	30,25
	0,5	37	0,29/0,24	1,5	65/65	5,0/5,0	30/30
0,5	0,2	75	0,18/1,12	3,8	55/50	4,0/3,5	25/22
	0,3	63	0,24/0,18	2,5	65/60	5,0/4,5	30/27
	0,4	50	0,29/0,24	1,9	65/65	5,0/5,0	30/30
	0,5	37	0,33/0,30	1,5	70/65	5,5/5,0	33/30
0,6	0,2	75	0,22/0,14	3,8	60/50	4,5/3,5	27/22
	0,3	63	0,28/0,21	2,5	65/60	5,0/4,5	30/27
	0,4	50	0,33/0,29	1,9	65/65	5,0/5,0	30/30
	0,5	37	0,39/0,36	1,5	70/70	5,5/5,5	33/33
0,7	0,2	75	0,25/0,17	3,8	65/55	5,0/4,0	30/25
	0,3	63	0,30/0,25	2,5	65/65	5,0/5,0	30/30
	0,4	50	0,38/0,33	1,9	75/70	5,5/5,5	30/33
	0,5	37	0,45/0,42	1,5	75/75	6,0/6,0	35/35

*) La numitor — cînd rocile înconjurătoare nu sînt mineralizate
La numărător — cînd rocile înconjurătoare sînt mineralizate.

h) Analiza economicităţii aceloraşi variante în funcţie de variaţia grosimii filonului şi conţinutul utilului în zăcămînt.

Luăm arbitrar grosimea filonului de 0,2 ; 0,3 ; 0,4 ; 0,5 cu un conţinut de 0,4 ; 0,5 ; 0,6 şi 0,7 % ; analizînd următoarele două cazuri :

a) rocile înconjurătoare sînt mineralizate, conţinutul fiind de 0,5 %.

b) rocile înconjurătoare sînt sterile.

Cu ajutorul relaţiilor cunoscute se poate determina valoarea diluării, coeficientul de extragere a rocii şi conţinutul în minereu împuşcat.

Rezultatele calculelor se dau în tabelele 1 şi 2.

Determinînd valorile lui d_1 şi d_2 s-a întocmit diagramele din fig. 1, 2 şi 3, în funcţie de variaţia lui d_1 şi d_2, grosimea filonului şi conţinutul de util în zăcămînt.

Concluzii

— Aplicarea metodei cu abataj selectiv sau total pentru exploatarea filoanelor subţiri şi foarte subţiri trebuie făcută pe baza unui studiu tehnico-economic.

— Ca criteriu de comparaţie poate servi produsul finit al minereului, care ţine const de calitatea minereului şi reflectă cheltuielile întregului proces tehnologic.

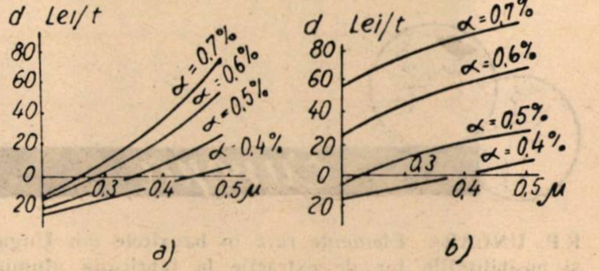


Fig. 1. Economicitatea extragerii şi prelucrării a 1 t de minereu în funcţie de grosimea filonului G_f şi conţinutul de util în minereu. Rocile înconjurătoare sînt sterile :

a — exploatare cu înmagazinare ; *b* — exploatare cu metoda cu abataj selectiv.

— La exploatarea filoanelor foarte subţiri şi subţiri prin metoda cu abataj total sau selectiv trebuie să se ţină seama şi de mineralizarea rocilor înconjurătoare.

— Studiul graficelor alăturate confirmă creşterea rentabilităţii exploatării zăcămîntului cu metoda cu abataj selectiv numai în cazul unor filoane foarte subţiri, cînd rocile înconjurătoare sînt lipsite de mineralizaţie. Economicitatea scade pe măsura creşterii grosimii filonului.

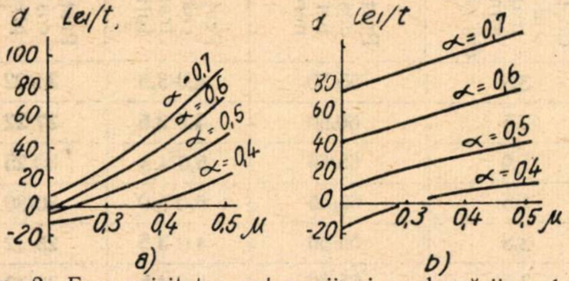


Fig. 2. Economicitatea extragerii şi prelucrării a 1 t minereu în funcţie de grosimea filonului G_f şi conţinutul de util în minereu. Rocile înconjurătoare sînt mineralizate:

a — exploatare cu metoda cu înmagazinare; b — exploatare cu metoda cu abataj selectiv.

— Mineralizarea rocilor înconjurătoare, montarea unei staţii de sortare a minereului — în subteran sau la suprafaţă — lărgesc drumul de aplicare a metodei cu înmagazinare, chiar şi pentru filoanele cu grosime mică, mai ales cînd rocile înconjurătoare sînt mineralizate.

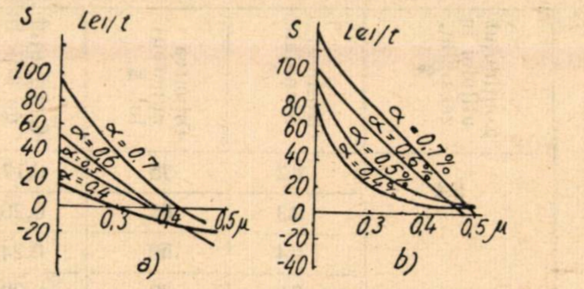


Fig. 3. Comparaţia economică dintre metoda de exploatare cu abataj selectiv şi total în funcţie de grosimea şi conţinutul de util în zăcămînt:

a — rocile înconjurătoare sînt mineralizate; b — rocile înconjurătoare sînt sterile.

Bibliografie

Agoşcov M. I.: Exploatarea zăcămintelor de minereuri, 1954.

Academia de Ştiinţe a U.R.S.S.: Culegere de articole, vol. 1, 1954.

Kaplunov R. P.: Exploatarea zăcămintelor de minereuri, 1955.

Gorodeţki P. I.: Proiectarea întreprinderilor miniere. 1954.

Noutăţi Mondiale

R.P. UNGARĂ. Elemente rare în bauxitele din Ungaria şi posibilităţile lor de extracţie la fabricaţia aluminei. Studiul bauxitelor ungureşti a dus la constatarea că acestea conţin cantităţi interesante de elemente rare — Aceste elemente rare se concentrează în leşiile reziduale de la prepararea Al_2O_3 de unde pot fi extrase.

a) Bauxitele maghiare posedă o radioactivitate apreciabilă;

b) Radioactivitatea lor este legată de prezenţa Thoriului;

c) Materialul radioactiv se concentrează în nămolul roşu ce rezultă de la prepararea aluminei;

d) Celelalte produse ale fabricaţiei Al_2O_3, nu sînt active.

U.R.S.S.

— Intre anii 1945—1949 s-au descoperit pe teritoriul U.R.S.S. 162 minerale noi (varietăţi şi tipuri) ca elemente native sau aliate, sulfuri, sulfaţi, oxizi, carbonaţi, silicaţi, titanaţi, niobaţi, tantalaţi, fosforaţi, arseniaţi, antimoniaţi, vanadaţi, boraţi, uranaţi, telururi, seleniuri, wolframaţi, molibdaţi şi compuşi organici.

— In USBEKISTAN s-au găsit o turmalină cu conţinut de 5,76% V_2, O_3, precum şi un granat verde-închis, cu 4,52% V_2, O_3.

In cazul turmalinei vanadiul înlocuieşte Al_2O_3 în reţea, deşi s-a dovedit prin analiza cu raze X că este vorba de o turmalină normală.

In cazul granatului, este vorba de un serpentin cu structură zonară mai verde spre centru şi mai slab colorat spre periferie. Granatul conţine şi 1,01% Cr_2O_3.

CIPRU

A produs în 1953 următoarele minereuri:

Pirită	633 000 t
Pirită cupriferă	146 000 t
Concentrate de cupru . . .	11 500 t
Concentrate de crom . . .	13 270 t
Asbest	18 000 t

R. P. UNGARĂ

— In anul 1954 s-au produs din 1 260 000 To bauxite cantitatea de 134 000 To alumină (Al_2O_3) şi respectiv 32 800 To Aluminiu metal.

R. P. UNGARĂ

O nouă instalaţie de preparat minereul a fost pusă în exploatare în septembrie 1955 la Gyöngyösoroszi în nord estul Ungariei. Această uzină pare a fi cea mai mare din Europa. Este prima uzină ce tratează minereu de plumb, zinc şi pirită din R.P.U.

NORVEGIA

Se va pune în funcţiune o uzină care să trateze apa de mare în vederea extragerii potasiului cu ajutorul unor reactivi organici. La 2 500—3 000 T apă de mare se extrage 1 T carbonat de potasiu. In America acest sistem este în funcţie în California, de cîţiva ani.

SUEDIA

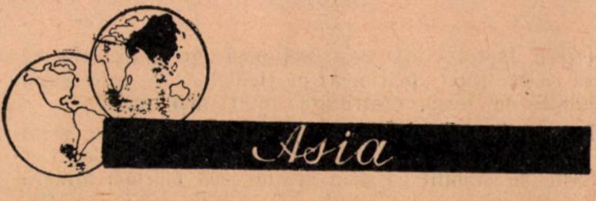
La Närke şi Westergotland — s-au descoperit şisturi cu conţinut de 100 gr Uran la tonă — cu rezerve de 1,5 miliarde tone, echivalînd cu 1 000 T — Uran 235, suficient pentru a acoperi cerinţele mondiale pe 100 ani.

— Metodele de concentrare — încercate la Uzina Kwartop duc la concentrate cu 15—20% U, ce pot fi prelucrate pentru extracţia elementului.

R. P. F. IUGOSLAVIA

In Iugoslavia de Est — la Bosiljkovac — apar — în formaţiuni hercinice — mineralizaţii de wolfram şi molibden.

Wolframul este reprezentat prin Scheelit cu 78,42% Wo_3, 20,07% CaO, 0,23% Fe_2O_3, 0,60 SiO_2, 0,98 CO_2 şi 0,11% H_2O. Densitatea Schiletului amintit este 6,118.



Asia

TURCIA

In Anatolia (Brussa) s-au descoperit zăcăminte cu Wolfram, avînd rezerve de 500 000 T minereu cu 0,5—1% W. Exploatarea a început în 1954.

MALAYA

In 1956 situaţia conţinutului de staniu în minereurile aluvionare din Malaya este considerată favorabilă, aceste aluviuni conţinînd circa 135—270 grame la 1 500 kg nisipuri, sau 0,01—0,02% SnO_2. Considerînd că în casiterită se află 78% Sn, vedem că minereurile din Malaya conţin de fapt circa 0,0075—0,0150% Sn (75—150 kg Sn/Tonă).

JAPONIA

In Japonia există actualmente cinci uzine producătoare de săruri şi aliaje de titan. In 1954/955 s-au produs aproximativ 12 000 t aliaje de titan şi săruri. Minereul de titan utilizat este ilmenitul.

INDIA

— Exploatările aurifere de la Doregun — Kollar în statul Mysore-Ijdia — la 200 km Est de Mafras — are 97 orizonturi şi o adîncime de 2 700 m de la suprafaţă, respectiv 1 900 m sub nivelul mării. Zăcămîntul este exploatat de peste 1 000 ani.

Africa

ABISINIA

In Abisinia de Vest, în regiunea Birbir există platină într-o rocă ultrabazică asemănătoare dunitei (Birbiritului). Roca are 0,7—0,9% Cr_2O_3. Conţinutul în metale platinice este de 0,5—0,75 gr/m^3.

CONGO BELGIAN

In bazinul rîului Lukula între anii 1942—1948 s-au găsit 30 pepite de aur de peste 800 grame bucata, din care 5 mai grele de 10 kgr (13,765; 17,561; 17,583; 21,512 şi una de 71 kg). Pe cursul inferior al rîului sînt aluviuni şi mici pepite; în amonte pepitele devin mai frecvente.

Aluviunile din partea centrală a rîului au fost acoperite de o revărsare bazaltică.

AFRICA DE SUD

Haldele de sterile aurifere din regiunea Cap, au devenit surse de Uran. Pînă la sfîrşitul anului 1955 urmau să fie instalate şapte uzine prelucrătoare a acestor sterile.

America de Nord

CANADA

Trustul Nichelului (International Nikel, Comp.) din Canada exploatează în regiunea Sudbury 15 milioane tone minereu cu protină nicheliferă anual, al cărei conţinut mediu în metale utile este aproximativ următorul:

8,8% Cupru, 1% Ni, 6,94 gr Ag/T, 0,68 gr Aur/T, 0,21 gr Pt/T.

CANADA

S-a produs în 1953 — cantitatea de 8 300 kgr platină, exclusiv de la producţia Nichelului şi Cobaltului din regiunea Sudbury.

U.S.A.

La San-Diego — California — există în funcţie un cuptor solar, pentru studiul metalelor şi produselor refractare la temperaturi foarte mari. Cuptorul are o oglindă parabolică ø 3 m, avînd un focar ce dă imaginea soarelui de ø 4,76 m/m la distanţa de 863 m/m de centru. Temperatura ce se obţine în focar este de 5 500° C, realizabilă în cîteva secunde. Menţionăm că oxiacetilena dă 3 200° C.

U.S.A.

La Universitatea din Marquette Dr. W. F. Libby, membru al Comisiei energiei atomice din U.S.A. a tratat o temă cu subiectul: „Granitul ca sursă directă de energie atomică", demonstrînd că ar fi eventual posibilă acumularea directă a energiei radioactive emisă de Uranul sau de Thoriul conţinut în masele de granite, fără a mai fi nevoie de o prelucrare atît de complicată a minereului respectiv.

CANADA

Producţia de nichel a Canadei în 1953 a fost de circa 120.000 tone metal, adică circa 80% din producţia mondială.

Nu este cuprinsă în această cifră producţia de nichel a U.R.S.S.

U. S. A.

Rezervele miniere ale S.U.A. în 1954 după datele oficiale ale Oficiului Minelor, sînt aproximativ astfel:

1. *Abudente:* Cărbuni, Feldspat, Mg, Mo, K, P, B, Ba.
2. *Insuficiente:* Petrol, Gaze, Cu, Pb, Zn, U, V, W, Sb, S.
3. *Insuficiente deocamdată însă cu bune perspective:* Al, Ti, Be, Th, Fe (aconita), Grafit, Şisturi bituminoase.
4. *Rezerve cu slabe perspective:* Mn, Cr, Ni, Co, Sn, Hg, Pt, Diamant, Mică, Cuarţ — cristal, Corindon, Cyanit, Asbest.

America de Sud

ARGENTINA

— Asfaltitele vanadifere din sudul Argentinei provin din petroluri oxidate, deshidrogenate cu condensarea hidrocarburilor sub acţiunea catalitică a vanadiului conţinut iniţial (0,03% V iniţial).

— In asfaltitele argentiniene vanadiul ajunge pînă la 0,1%, iar în cele din Peru la 0,76%.

BOLIVIA

— S-au reluat în vederea valorificării, haldele vechi ce conţin pînă la 2% staniu.

— Studiile de preparare au dus la stabilirea unui proces de lucru care realizează:

Minereu brut = 0,64% Staniu
Steril = 0,15% Staniu
Concentrat = 12% Staniu

Documentare

G. Mc. Etroy: **Un model electric pentru soluţionarea problemelor de distribuire a aerului în mine** (A network analyse for solving mine ventilation — distribution problems) Bureau of Mines Inf. Circ. 7704, 1954 noemb. 13 p., 6 fig. din Annales des Mines de Belgique, noemb. 1955.

Un model electric a fost instalat la staţia experimentală de la Pittsburgh. Este de tipul nelinear cu voltaj redus studiat de prof. M. Me. Ibray de la Universitatea Cornell. Este cel de al şaptelea pus în funcţiune şi primul pentru aerajul minelor. Celelalte şase servesc la distribuţiile de apă şi gaze. Acest aparat dispune de 5 prize de alimentaţie, 128 linii şi 48 rezistenţe. Elementul principal este format din rezistenţele nelineare „fluistors", lămpile cu filament de tungsten de voltaj redus (se topesc la 12 V, fiind folosite la maximum 4,5 V şi în general la 2,55) într-un sortiment ce variază de la 0,05 la 250 ohmi în trepte de 5%. Laboratorul posedă un sortiment de 350 fluistors.

Metoda nu este aplicabilă decît reţelelor formate din galerii şi nu şi din abataje unde variaţiile de presiune sînt foarte slabe. Precizia atinge 3% pentru presiuni şi un ecart de sub 2% pentru debite. Folosirea nu cere o documentare îndelungată iar calculul se poate efectua într-o oră în loc de o săptămînă.

Volsinzki L.: **Spălarea cărbunelui în hidrocicloane**, Uhli, 1955, fascic. 11, pag. 377—382, fig. 7, tabl. 21.

In ultimul timp se remarcă folosirea pe o scară din ce în ce mai mare a hidrocicloanelor pentru spălarea categoriilor de cărbune fin ce erau pînă nu de mult utilizate drept combustibil inferior. Eficacitatea mare la sortare şi randamentul ridicat al hidrociclonului se datoresc faptului că deşi acţiunea greutăţii este redusă dată fiind mărimea particulelor ea este suplimentată de forţa centrifugă mult mai mare.

Incercările întreprinse în R. Cehoslovacă au stabilit concordanţa rezultatelor obţinute în Olanda. Cercetările au stabilit că prin schimbarea mărimii ajutajului inferior se poate influenţa într-un interval larg randamentul produselor şi eventual în conţinutul în cenuşă. Micşorarea ajutajului produce o mărire a greutăţii specifice de separare ceea ce duce la mărirea randamentului în cărbune. La un ajutaj mărit se obţine o sortare mai precisă a cărbunelui dar şi un steril insuficient spălat. Procesul de spălare poate fi influenţat, într-o măsură mult mai redusă însă şi de modificarea mărimii ajutajului superior astfel mărindu-l se obţine un randament mai mare al cărbunelui spălat cu o simultană creşterea a conţinutului de cenuşă.

Precizia spălării este mult influenţată de forma conică a hidrociclonului. Cele cu unghii minim la vîrf prezintă şi debit şi randament minim.

S-a stabilit că pentru spălarea cărbunelui brun corespunde destul de bine o greutate specifică de 1,2 g/cm^3. Folosirea baritinei pentru îngreunarea mediului duce la pierderi de substanţe cu ocazia regenerării în hidrociclonul de concentrare care nu poate reţine baritina sub 0,06 mm ce trece în debit. Spălarea în hidrociclon depinde de buna comportare a sitelor, se pare că sitele cu fente sînt cele mai indicate să lucreze în mediul de stropire cu apă.

In continuare se descrie o metodă de spălare cu hidrociclonul şi se remarcă faptul că hidrociclonul deşi impune o clădire de mai mare înălţime totuşi prezintă avantajul transportului prin gravitate reducînd numărul de pompe şi deci cheltuelile de investiţie şi în special cele de exploatare.

A. Hudson: **siguranța și sănătatea în minele de cărbuni** (Safety and trealth in coal mining) Iron and Coal T.R. 1955, 12 august, p. 373/382, 6 fig.

Cu toate că au avut loc mari îmbunătățiri în ceea ce privește sănătatea și siguranța în mine de cînd a fost promulgată prima legislație în această materie, adică în urmă cu peste 100 ani, nu se poate spune că rezultatele sînt îmbucurătoare.

Numărul de accidente este foarte sensibil la modificările aduse metodelor și procedeelor; aceste influențe foarte active la ora actuală cer o mai mare vigilență în domeniul prevenirilor.

Din toate timpurile, acțiunea acelorași elemente: focul, apa, gazele și gravitatea, împreună cu lipsa de atenție a omului au constituit pericolul în mine. Autorul analizează statistici și arată care este alura de reducere a accidentelor în urma naționalizării din Aprilie. Totuși apar noi afecțiuni: pneumoconioze, dermatoze, hidartoze, care fac necesare cercetări medicale. In ce privește accidentele, un oarecare număr de recomandări decurg din experiența ultimilor doi ani: supravegherea tăierii — plasarea corectă a bandajelor — supravegherea executării susținerii provizorii — organizarea prăbușirii — armarea la intervale regulate — semnalizarea la transport — protecția tamburilor benzilor — repararea benzilor — interzicerea traversării benzilor în funcțiune — controlul împușcării și materialului electric.

W. Dixan: **Electrificarea și reorganizarea exploatărilor de cărbuni** (Colliery electrification and reorganization), Mining Electrical and Mechanical Engl., 1955, iulie p. 176—180.

Intr-o mină datînd de 150 ani, din care se extrăgea în două schimburi prin două puțuri 1 500 t/zi un început de electrificare începuse prin montarea unui grup Leonard instalat în 1927. După naționalizare puterea se mărea de la 1 000 la 3 000 kWA și se decisese modernizarea atît în subteran cît și la suprafață. Rampa puțului 11 se găsea la 342 m și cea a puțului 10 la 505 m. In fiecare din ele se găsea cîte un cablu de 65 mm^2 și o punere în paralel la nivelul de 342. S-a plasat un nou cablu de 100 mm^2 în puțul 11 și unul similar de 100 mm între 342 m^2 (la puțul 11) și 505 (la puțul 10). Intrerupătoarele de serie de capacitate redusă de rupere au fost înlocuite.

In abataje, existau transformatoare de 2 200/440 V-100 kVA de model vechiu, cu firul neutru izolat, nu aveau comandă de la distanța și au fost înlocuite prin aparataj modern 150 kVA cu punct neutru la pămînt și protecție contra pierderilor în pămînt. In punctele de încărcare s-au montat transformatori și iluminat electric, la fel și pe toate căile de transport unde s-au plasat cabluri de 65 mm^2 și semnalizare electrică, trenurile erau trase de locomotive cu motoare de 100 CP la tensiune medie, s-au montat în subteran ventilatoare de 100 CP la puțul 10 și de 9 CP la puțul 11.

In urma acestei pregătiri a fost posibilă realizarea abatajului continuu în front lung cu transportor blindat de 135 m cu două motoare de 40 CP și combină cu disc. Producție 2000 t/zi.

H. Wittwer: **Procedee, randament și prețuri pentru instalarea și demontarea conductelor din puțuri** (Betriebserfahrangen von Schachtleitungen). Gluckauf, 1955, 16 iulie, p. 819—823, 12 fig.

Modul în care se instalează conductele de evacuare a apelor sau de aer comprimat este adesea diferit de la o mină la alta fără ca această diferență să fie impusă de condițiuni locale. Autorul a avut ocazia să controleze instalația de conducte de 300 mm pentru evacuarea apei și de 400 mm pentru aerul comprimat, în lungime de 680 m de la mina Möller. Conductele erau montate pe scaune — suport ancorate în susținerea puțului. Echipa de montare pentru conducta de apă se compunea din: 8 mineri, 1 șef monteur, 2 mecanici și un șef de echipă. S-au realizat 9,2 m conductă pe om și post.

Conductele de aer comprimat fiind mai ușoare au fost susținute prin grupuri de trei elemente de cîte 8 m pe toată înălțimea puțului. Se descrie și demontarea conductelor vechi (buloanele se tăiau cu ajutorul flacării de oxiacetilenă). Pentru a evita o posibilă degradare a cablurilor de înaltă tensiune plasate în același compartiment, s-au îmbrăcat lanțurile de suspendare și capul conductelor decuplate în cauciuc.

N.C.B.: **Folosirea șlamurilor într-o instalație modernă de aburi** (Burning slurry on a modern stoker), Colliery Guardian, 1955, 7 iulie, p. 18/19, 3 fig.

N.C.B. a pus în funcțiune într-o exploatare din Țara Galilor, la Llay Main, un focar de cazan complect automat pentru folosirea șlamurilor. Este un focar tip Martin elaborat în Germania. Se consumă circa 650 t șlam/săptămînă (putere calorifică 3300—4400 kcal ceea ce echivalează cu 450 t material mărunt spălat sau cu o economie de 1000 lire/săptămînă. Șlamul este captat în bazinul de decantare cu ajutorul unei greble pe șenile, încărcat în vagon, cîntărit și înmagazinat într-un siloz vertical de 60 t. Descărcarea silozului se face prin melc care repartizează șlamul la dezintegratoare după care șlamul cade într-un culoar și se amestecă cu aerul pentru a fi injectat în focar. Focarul este înclinat și posedă bare ce primesc o mișcare alternativă în șicană pentru a agita combustibilul în timpul coborîrii sale, eliminîndu-se astfel influența nefavorabilă a umidității șlamului.

In timpul iernii, amestecul cu zăpada sau ghiață nu a prezentat inconveniente. Instalația este în funcțiune de la 9 ianuarie și a consumat 1 400 t șlam în 3 000 ore furnizînd 40% din cantitatea de vapori necesară. Impreună cu căldarea cu tuburi de 23 m^3/h ea costă 130.000 lire. O instalație similară este în construcție la Bowhil (Scoția) și altele sînt în stadiul de proiectare.

R. Nalban: **Cîteva probleme retrospective de extracție** (Some winding problems in retrospect) Colliery Guardian, 1955, 1 sept., p. 281—284.

Autorul prezintă o serie de observații asupra instalațiilor care ar trebui considerate cînd se pune problema studierii unei noi instalații sau a transformării unei vechi.

Pentru electrificare ne putem gîndi la a păstra arborele și bobinele de la o instalație cu aburi, deși solicitările sînt totuși diferite și arborele trebuie să lucreze mai mult. La ora actuală, majoritatea optează pentru roata Koepe cu mai multe cabluri și montate în turn.

Comanda poate fi cu unul sau două motoare de curent continuu sau alternativ Se pare că condițiile optime sînt cele ce corespund unei valori de 2000—2500 CP; peste această valoare se preferă două motoare. De asemenea curentul continuu este preferat la servicii intense. Problema coliviilor cu contragreutate se pune în cazuri speciale pentru vagonete de mare capacitate sau cînd trebuie să extragem de la mai multe etaje. In cazul schipurilor, se va rezerva pe cît posibil un alt puț pentru personal și alte servicii.

In ce privește comanda, sînt de întrevăzut trei altertative: complect automată, semiautomată sau comandă manuală automatizată.

A. Lomas: **Galeria ventilatorului și accesul său la mina Lea Hall** (The Lea Hall colliery fan drift and entry) Colliery Guardian, 1955, 11 august, p. 161—166, 2 fig.

Ventilatorul are un debit de 300 m^3/s și 370 mm depresiune. Numai depozitele din imediata apropiere a suprafeței au o oarecare consistență, restul pînă la o adîncime de 20 m este format din nisipuri mișcătoare. In urma unui studiu s-a renunțat la ideia obișnuită a unei galerii ascendente care să răsbată în puț la 15 m de la suprafață, trecîndu-se la realizarea unei galerii orizontale foarte aproape de rampă încercuind puțul cu două grupe de cîte trei inele dispuse simetric în elice pentru a evita pierderile de aer, axa galeriei formînd de asemenea o mare elice. Incercările pe model au arătat că pierderea de sarcină nu depășește cu mult 10 mm. In urma studiilor pe model la scara 1/24, axa galeriei a fost rectificată ea fiind tangentă la puț pe 1/3 din perimetru așa fel încît să nu rămînă decît trei inele directoare, ce ajung la cele două ventilatoare centrifugale.

* * * : **O nouă metodă de identificare a impurităților din aer,** Mining Engineering, 1955, iulie, pag. 617.

Cercetătorii de la Battle Memorial Institute au elaborat o nouă metodă de identificare a impurităților din aer. Această metodă se bazează pe faptul că orice substanță din aer absoarbe anumite lungimi de undă luminoasă. Prin proiectarea de raze infra roșii și măsurarea cantității de raze absorbite se pot determina cantitativ și calitativ concentrațiile minime de impurități. Metoda este mult mai comodă și mai amplă decît cele folosite în prezent, impuritățile putînd fi determinate direct și instantaneu.

Bayer F.: **Afînarea cărbunelui cu ajutorul explozivilor, urmată de tăierea cu combina,** Przeglad Gromicze, XI, 1955, noiembrie, p. 400—405.

In cazul exploatării unor strate de cărbune tare capacitatea de tăiere a combinei se reduce datorită rezistenței opuse de cărbune. Pentru a înlătura acest neajuns și pentru a face posibilă mecanizarea tăierii și a încărcării s-a experimentat afînarea preliminară a cărbunelui cu ajutorul explozivilor. In vederea obținerii unor rezultate cît mai bune se recomandă ca afînarea cu ajutorul explozivilor să se efectueze cu cîteva ore înainte de tăierea cu combina. In articol se dau noțiuni asupra modului în care trebuie perforate găurile de mină, consumul de exploziv și modul de împușcare.

Pogany Bela: **Noi metode pentru măsurarea presiunii rocilor,** Bányászati Lapok, 1955, aprilie, pag. 171—182, 41 fig.

Presiunea rocilor fiind unul din principalii factori care pot influența condițiile de exploatare ale unui zăcămînt, în ultimul timp se pune tot mai mult accentul pe realizarea unor aparate și procedee care să permită o cît mai precisă determinare a presiunii rocilor. In articol se face o trecere în revistă a primelor aparate și procedee folosite în acest scop după care se prezintă ultimele realizări în acest domeniu. De subliniat marea maniabilitate și precizie a dispozitivelor bazate pe principiul măsurării rezistenței electrice a unui material supus unei solicitări. Acest mediu este fie apa, fie mercurul. Dintre cele mai noi aparate o atenție deosebită trebuie acordată tensiometrului acustic și celui electric (primul în construcția actuală este încă mult sensibil la umiditate și de aceea are o aplicabilitate restrînsă). Cel de al doilea este foarte simplu și foarte precis, fapt pentru care a obținut o mare răspîndire atît în Germania cît și în S.U.A. (tipul A.E.G. Philips și SR4 Strains Gage). Toate aceste aparate măsoară modificarea tensiunii în anumite puncte izolate și nu a unei întregi secțiuni. Pentru aceasta există procedeul Kegel și Gaemmler. O metodă cu aplicare mai universală este cea a autorului bazată pe teoria grinzilor cu zăbrele și pe care autorul o descrie foarte amănunțit.

Combina BCR Hydra, Mining Engineering, 1955, iulie, 609.

In S.U.A. a fost realizată combina BCR Hydra pentru exploatarea stratelor subțiri. Asemănătoare combinei sovietice UKT-1, aceasta posedă 6 freze și două lanțuri de havare inferioare ce aduc cărbunele detașat spre centrul mașinii, de unde trece pe un încărcător plasat în lungul mașinii. Combina se deplasează pe șenile.

Verwilst J.: **Instalațiile de extracție cu cabluri multiple la sistemul Koepe,** Les installations à multicables sur poulie et tambours à adhérence, Annales des mines de Belgique, 1954, noiembrie, pag. 758—773, fig. 17.

Roata Koepe cu cablul unic prezintă neajunsul de a provoca căderea celor două colivii în puț în caz de rupere a cablului și de a face extracție de la un singur orizont. De asemenea, mărirea capacităților de extracție impune folosirea de cabluri foarte solicitate deci cu diametre foarte mari. Soluția constă în folosirea cablurilor multiple care prezintă o siguranță aproape absolută împotriva căderii coliviilor și poate face față oricărei capacități de extracție. Totodată alunecarea cablurilor este înlăturată, presiunea specifică a cablului pe organul de înfășurare se reduce, iar prin alegerea potrivită a cablurilor se pot anihila cuplurile de torsiune. Diametrul roții Koepe se reduce ceea ce mai duce și la o mărire a duratei de funcționare a cablurilor.

Procedeul a fost aplicat inițial în Suedia unde funcționează 57 instalații cu cabluri multiple cu diametre de 12,5 — 35 mm, viteze 16—18 m/s și adîncimi pînă la 700 m.

La aceste instalații problema principală o constituie egalizarea tensiunilor din cabluri, dar în prezent există o serie de dispozitive de cuplare care realizează perfect această echilibrare sau anunță apariția oricărei dezechilibrări.

Instalații pentru rampe subterane și accesorii pentru galeriile de transport, (Expoziția minieră de la Essen 1954), Annales des Mines de Belgique, Vol. XXXVI, 1955, septembrie pag. 781—793, fig. 27.

In acest domeniu se constată dezvoltarea pe care au luat-o mecanismele electro-hidraulice cu comandă ușoară, pentru funcționarea discontinuă sau alternativă.

Dintre instalațiile propuse pentru mecanizarea operațiunilor din rampe, remarcăm instalația „Eisenwerk Brauns“ perfect automatizată: prin simpla apăsare pe un buton se efectuează toate operațiile de încărcare a coliviei.

Dispozitivul de siguranță „Fröchlich și Klüpfel“ se montează pe cadrul puțului deasupra rampei și comandă un robinet ce nu permite accesul aerului comprimat în dispozitivul de comandă al rampei decît în prezența coliviei. Dispozitivul „Hauhinco“ poate funcţiona numai în prezenţa coliviei cu denivelări de pînă la 150 mm faţă de nivelul rampei. In vederea suprimării camerelor de la gurile puţurilor de aeraj. G.H.M. şi „Hasenclever" propun uşi etanşe armate care închid perfect gura puţului.

Hauhinco prezintă o frînă de vagonete acţionînd pe toate patru roţi chiar dacă roţile au diametre diferite, împiedicînd trecerea vagonetului chiar cînd acesta este isbit. Lanţurile elevatoare se propun a fi înlocuite cu un lift „Basuyaux" care deşi are funcţionare discontinuă prezintă avantajul de a se instala într-un spaţiu redus şi o funcţionare automată cu introducerea vagonetelor în colivie.

Impingătorul „Hausherr" nu necesită excavaţie pentru montare; cursa de 2 m este realizată de doi cilindri paraleli de 20 mm ø. Forţa de împingere este de 2—3 t pentru o presiune a aerului de 40—60 kg, supapa de siguranţă putînd fi reglată la orice presiune.

Impingătorul cu lanţ acţionat electric tip „Monninghoff" este un lanţ fără sfîrşit antrenat în trei puncte. Lanţul „Hasenclever" este dotat cu un ambreiaj diferenţial cu fricţiune şi este acţionat de un motor electric în scurt circuit ce se roteşte în permanenţă în acelaşi sens. Impingătorul electric „REA 30" foloseşte un motor electric lent de 16 CP antigrizutos ce atacă printr-un cuplu elastic un reductor cu două capete. Efortul de tracţiune este de 3 000 kg la o viteză de avansare de 0,25 m/s.

Macazele montate în rampă pot fi acţionate de dispozitive mecanice acţionate electric şi care suprimă neajunsurile acţionării cu aer comprimat (pierderi, înghetarea conductelor). Toate acestea se pot încadra într-un sistem de dispecer.

Expoziţia de utilaj minier de la Essen, (Exposition de materiel de mine d'Essen), Revue de l'Industrie Minérale, Vol. XXXVII, 1955, fascic. 517, 15 ianuarie, pag. 101—163, 153 fig.

I. *Utilaj de abataj.* Maşinile de abataj gen haveză marchează o tendinţă spre metoda de tăiere frontală. Astfel combina Eickhoff are de o parte şi de alta cîte un rulou cu cuţite şi cu un braţ de havare terminat printr-un pinion de havare; viteza de avansare se adaptează la tăria cărbunelui. Combina Korfmann are de fiecare extremitate cîte un cap de tăiere format din 3—4 freze în V inversat, întregul cap de tăiere fiind înconjurat de un lanţ de havare. Aceste maşini permit armarea, imediat în urma lor şi funcţionarea în două sensuri dar nu dau o bună granulometrie a cărbunelui.

Eickhoff prezintă şi o combină cu discuri ce taie pe o înălţime de 87 cm. O altă combină de acelaşi tip este concepută pentru abatajul în săruri de potasiu. Plugurile obţin o răspîndire din ce în ce mai mare; remarcăm apariţia plugurilor în cascadă şi un plug prizmatic care degajează stratul acolo unde acesta este solicitat şi de presiunea rocii, obţinînd o reducere a consumului de energie.

Pentru săparea galeriilor Eickhoff prezintă o combină cu mai multe braţe de havare. Korfmann prezintă o modernizare a vechiului tip de combină şi care permite şi o susţinere provizorie. De asemenea a fost prezentată o haveză universală ce realizează un făgaş circular de 2,5 m ø şi 1,5 m adîncime şi care lucrează şi în lignit.

II. *Susţinere.* Preocupările principale sînt: îmbunătăţirea calităţii mecanice a stîlpilor şi mecanizarea susţinerii. Sînt prezentate primele propuneri occidentale în acest domeniu şi care sînt numai prototipuri încă neexperimentate, un aparat „Demag" permite determinarea prin înregistrări a presiunii exercitate asupra stîlpului precum şi tasarea.

III. *Transport.* Caracteristic este numărul destul de mare de tipuri de transportare curbilinii. In general se observă tendinţa de simplificare a menţinerii elementelor şi a reducerii numărului acestora. Toate aceste tipuri de transportoare au ghidaje metalice ce se montează definitiv corespunzător curbelor galeriei.

Tîrgul industriei germane de la Hanovra, 1955, (Deutsche Industriemesse in Hannover vom 24 april bis 3 mai 1955), Zeitschrift fur Erzbergbau und Metallhüttenwesen vol. VIII, 1955, fascic. 7, iulie, pag. 337—342, fig. 16.

In cadrul acestei expoziţii s-a prezentat o serie de utilaje foarte interesante atît din punct de vedere al concepţiei cît şi al rezultatelor scontate.

Căruciorul uşor de perforare al firmei Flottmann, cîntăreşte 510 kg putînd perfora găuri de mină la orice înclinare. Afetul este montat pe pneuri. Avansatorul pneumatic se poate adapta la orice tip de perforator.

Maşina de încărcat cu disc a firmei Salzgitter este montată pe şenile, capul de încărcare constă dintr-un disc cu reniuri care permite încărcarea unor bucăţi de rocă de 600 × 400 × 500 mm, pe care le trece pe un transportor cu raclete. Capacitate 220—300 t/h; puterea 30 kW, gabarit, lăţime 1200, înălţime 1650 mm, lungime 8900 mm.

Pentru transportul în camere a fost creat un autocamion acţionat de un tractor Diesel pe pneuri şi putîndu-şi culbata bena. Viteza este de 20 km/h şi capacitatea benei 0,75 m^3.

Pentru transportul în subteran a fost creat un nou tip de bandă metalică curbilinie ce se poate înscrie în curbe de 30^0 la raze de curbură minime de 3 m şi avînd viteze de 0,75—1,85 m/s.

Pentru efectuarea încărcării la suprafaţă la înclinări mari este prezentată o bandă de cauciuc cu coaste de reţinere tot din cauciuc.

Ca utilaj pentru uzinele de preparare cităm o spirală Wendel de o nouă concepţie, sitele cu rezonanţă şi un aparat pentru efectuarea clasării pe site înecate.

Pozetto L.: **Spălarea cărbunilor în medii dense în spălătoriile franceze.** (Traitement des grains par liquide dense dans les lavoirs français), Revue de l'Industrie Minérale, vol. XXXVII, 1955, fascic. 617, ianuarie, pag. 166—183, fig. 13, tabl. 19.

După război instalaţiile de preparare a cărbunilor s-au orientat tot mai mult spre aplicarea mediilor dense pentru clasele mai mari de 8—10 mm. Faţă de trecut s-au obţinut următoarele îmbunătăţiri: s-a redus conţinutul în cenuşă fără o reducere a randamentului sau chiar şi cu o mărire a randamentului; o mai mare regularitate a produselor, o uniformitate din punct de vedere calitativ. In plus se obţine o mare simplificare a circuitelor faţă de spălătoriile dotate cu maşini de zeţaj. Ca neajuns cităm mărirea într-o anumită măsură a proporţiei de mixte.

Spălarea în medii dense aduce o gamă foarte întinsă de combinaţii posibile în schemă; a fost posibilă tratarea unor produse a căror exploatare fusese părăsită. Latura economică este mulţumitoare datorită măririi randamentelor şi marii uniformităţi a produselor.

Combina de săpare a galeriilor „Robbins", Canadian Mining journal, vol. 76, 1955, fascic. 11, noiembrie, pag. 72—74, fig. 2.

Combina de săpare Robbins realizează galerii cu profil circular avînd diametrul de 7,5 şi a obţinut în şisturi o înaintare de 3,6 m/h fără a face necesară folosirea explozivilor. Funcţionarea acestei combine a permis reducerea preţului de cost mărind securitatea muncii. Intr-o oră s-au produs 480 tone steril, într-un schimb de 8 ore s-au realizat 17,4 m iar în două schimburi 25,4 m producînd 3100 tone steril.

Organul de săpare constă dintr-un disc cu 3 raze pe care sînt montate role ce se rotesc în jurul axului lor radial. In afara acestui disc se deplasează alte

6 segmente dotate cu cîte 4—6 role pe fiecare. Combina are o lungime de 27 m şi o greutate de 120 t avînd instalate 2 motoare de 400 CP. Avansarea maşinii se realizează prin împingătoare hidraulice acţionate de un motor de 25 CP. Consumul de tăişuri este de 45 bucăţi pe m de avansare. Studiile întreprinse între timp arată că este posibilă realizarea unei înaintări de 30 m/schimb. Echipa ce deserveşte combina este compusă din 29 oameni. Se citează cazul unei exploatări de cărbuni din Ilinois care produce zilnic 800 t cărbuni cu un efectiv total de 215 muncitori.

Sertorius R.: **Un nou procedeu de tăiere: Chemecal,** (Un nouveau procédé d'abattage: de Chemecal) Revue de l'Industrie Minérale, vol. XXXVI, 1955, fascic. 629, septembrie.

Acest procedeu seamănă cu Cardox-ul deoarece foloseşte detenta bruscă sub mare presiune produsă într-un tub metalic plasat în gaura de mină. Tubul are 60 mm diametru şi lungimi de 1,50, cîntărind 20 kg. Tubul este format din 4 părţi: tubul propriu zis, o supapă posterioară etanşe la bază, un cap de descărcare şi un manşon de etanşeitate. Cartuşul ocupă 60% din volumul tubului, cu înveliş de carton cu panglică de nichel-crom. O linie de împuşcare dotată cu racorduri se branşează la partea posterioară a tubului. Generatorul electric este o baterie de acumulatori de 24 V, 10 AH în construcţie antideflagrantă.

Incărcarea se face introducînd cartuşul printr-o mişcare bruscă: conexiunile electrice se realizează automat şi se verifică printr-o sonerie. Impuşcarea se face după evacuarea abatajului.

Preţul de cost rivalizează cu cel obţinut prin procedeul Armstrong; siguranţa faţă de grisou este foarte mare şi la manipulare de asemenea. Necesită o instalaţie de împuşcare bine pusă la punct dar nu atît de voluminoasă ca la Cardox sau Armstrong iar cartuşele pot fi reumplute în subteran.

Săparea unui puţ cu viteza de 230 m/lună, Mining World, 1955, decembrie, p. 64—66, 4 fig.

In septembrie 1955 a fost stabilit un nou record mondial de săpare a puţurilor la puţul Monarch al societăţii West Rand Consolidated Mines, de lîngă Krugersdorf, (Uniunea Sud Africană). Formaţiunile geologice traversate în timpul realizării recordului au fost cuarţite şi gresii de tip Kimberley. Puţul are un profil dreptunghiular de 3,6 × 6 m² cu trei compartimente şi serveşte în principal pentru aeraj, fiind susţinut continuu în lemn; extracţia s-a făcut în timpul săpării cu schipuri de 3 tone. Pentru săpare s-a folosit un turn special construit. Aerajul s-a realizat prin tuburi de 500 mm diametru cu ventilatorul montat la suprafaţă. S-au folosit sfredele cu tăiş monobloc armate cu metal dur. Recordul a fost realizat de la adîncimea de 300 m în jos. In frontul de lucru s-au perforat 78 găuri de mină cu o lungime de 1,8 m. La o împuşcare se obţineau 120 t steril.

Organizarea lucrării era cu 4 cicluri în 24 ore, durata medie a ciclului fiind în luna septembrie, de 5 ore şi 23 minute. Durata de coborîre şi ridicare a schimbului a fost de 30 minute. Perforarea durează 30 min; încărcarea durează 40 min executîndu-se manual.

Efectivul de deservire a puţului a constat din 3 tehnicieni; echipa de lucru pe ciclu a fost de: 14 mineri perforatori, 26 încărcători, 2 mecanici, 3 mineri armători, 1 maistru şi 1 ajutor de maistru. Efectivul de deservire a suprafeţei compus din: 3 lăcătuşi, 1 electrician, 12 cuplători, 7 muncitori la haldă, 2 mecanici pe ciclu.

A. P. Sudoplatov: **Producţia de cărbune în Statele Unite ale Americii,** Ugoli, 1956, 1, p. 41—45.

După o scurtă prezentare a condiţiilor de zăcămînt şi a modului general de deschidere a acestora autorul analizează problemele de exploatare. Interes prezintă simplitatea suprafeţei incintei datorită faptului că, cărbunele extras este încărcat direct din mijlocul de extracţie fie în instalaţia de preparare fie în vagoanele de cale ferată, care garează în număr suficient la punctul de încărcare. Condiţiile de zăcămînt fac ca pierderile de cărbuni să fie de 30—35%. Susţinerea se efectuiază în lemn sau prin ancoraj (26% din producţia din 1954 s-a dat din camere ancorate). Se foloseşte exclusiv energia electrică cu un consum mediu de 8,1 kWh/t. Alimentarea pînă în subteran se face în înaltă tensiune pînă la transformatorul fiecărui sector. Tăierea este mecanizată, folosindu-se foarte mult combinele. Incărcarea cărbunelui este mecanizată în proporţie de 72% (1953). Transportul în abataj se efectuiază cu vagonete automotoare de 1,75 — 11 tone acţionate electric. Intr-un abataj lucrează de obicei o combină şi 2—3 vagonete automotoare. Transportoarele sînt în curs de dezvoltare şi recent s-au introdus benzi din oţel inoxidabil şi transportorul extensibil.

In galeriile principale transportul se face cu locomotive electrice pe liniile cărora li se impun prescripţii de întreţinere similare cu cele normale de la suprafaţă. Există sistemul de semnalizare, centralizare şi blocare precum şi comunicaţii prin unde scurte între dispecer şi mecanicii de locomotivă. Vagonetele au capacităţii de 1—11 t, cu o medie de 2,8 t, şi din 1949 se confecţionează din oţel inoxidabil cu descărcare prin fund.

In ce priveşte accidentele, numărul mare se datoreşte lipsei unor reguli severe şi intensităţii lucrului. 60% se datoresc surpărilor şi 18% transportului. In exploatări la zi majoritatea stratelor au presiune mică şi se lucrează cu coeficienţi de desvelire de 6,5—18. Productivitatea medie a fost de 16,1 t. iar cea maximă de 76 t/post. Există cca 700 uzine de spălare a cărbunelui cu o automatizare înaintată: o uzină de spălare cu o capacitate de 900 t/h este condusă de un efectiv de 20 persoane/schimb.

Ca organizare a muncii se folosesc brigăzi de 18 muncitori împărţite în echipe de cîte 3 muncitori, fiecare echipă executînd anumite operaţiuni în diferite fronturi de lucru. Se consideră că astfel se foloseşte cel mai bine aptitudinile individuale şi se uşurează supravegherea. Printre muncitori se menţine o disciplină severă. Productivitatea medie anuală pe industria carboniferă a fost de 0,74—1,04 t/post, iar productivitatea medie în subteran a depăşit 7 t/post. Ca repartiţie a efectivului cităm: 45% în abataj, 10% la săpări, 18% transport, 7% diverse în subteran şi 20% suprafaţă. Salariile minerilor depăşesc cu 33% salariile medii ale muncitorilor din alte industrii. Producţia în 1947 a fost de 624 milioane tone/an scăzînd în 1954 la 383 milioane tone/an.

Utilaj modern pentru cariere, Revue de l'Industrie Minérale, 1955, iulie, p. 848—851, 8 fig.

La expoziţia de la San Francisco a fost prezentat modelul de sondeuză 50 R-22 ce funcţionează pe principiul perforării rotative uscate cu sape cu role, putînd efectua sondaje cu diametrul de 25—30 cm (faţă de 18 cm). Cercetările au dovedit că pe măsura creşterii diametrului, se măreşte durata de serviciu a sapei şi avansarea pe post şi se reduce consumul de explozivi.

Faţă de sondeuza Champion Joy, sondeuza 50 R-22 prezintă o reducere a preţului de cost pe metrul forat de 20% sau cu 50% pe tona de minereu.

In cadrul aceleiaşi expoziţii a fost prezentat şi primul excavator cu comenzi electronice care permit reducerea ciclului de excavare şi deci mărirea capacităţii.

Cel mai mare excavator din lume, Canadian Mining Journal, vol. 76, 1955, noiembrie, pag. 88, fig. 1.

Excavatorul firmei Marion Power Shovel Company cîntărește 2500 tone ceea ce corespunde tonajului unui distrugător modern. Înălțimea totală este de circa 45 m. Manevrarea lui este realizată de un singur om. Capacitatea cupei este de 50—60 m^3 putînd ridica 100 tone la fiecare 50 secunde. Excavatorul este deservit de 16 motoare electrice cu o putere totală instalată de 4 500 CP.

Garnier M.: **Mașini miniere de mare randament,** (Machines à grands rendements) Revue de l'Industrie Minérale, vol. XXXVI, 1955, 1 aprilie, pag. 505—516, fig. 12.

In articol sînt redate impresiile unei călătorii efectuate la uzinele Jefrei din Ohio și în minele ce folosesc aceste mașini. Dintre mașinile prezentate amintim:

Mașina de încărcat pivotantă ce poate lucra și în planuri cu înclinare de 15^0. Mașina constă dintr-un șasiu pe 4 pneuri din care două sînt motoare și 2 sînt orientabile, un transportor plasat în lungul mașinii, motorul electric, un braț de încărcare și un cap de încărcare. Această mașină se întoarce în jurul unui stîlp posterior plasat lîngă capul de descărcare și care se fixează între tavan și vatră. Roțile din față se pot roti cu 90^0 și rotesc astfel întreaga mașină care cîntărește 6 t. Lungimea 10,5 m, lățime 1,85 m, înălțime 0,8 m, capacitate de încărcare 360 t/schimb, fiind deservită de 3 oameni.

Combina Colmol este cea mai puternică combină americană, ce permite avansări de 60 cm/min. Ea poate suporta căderea unui bloc de rocă de 20—30 t pe care-l poate evacua. Capacitatea de tăiere este de 3—5 t/min. Dintre celelalte utilaje citām haveze de construcție obișnuită, destinate tăierii stratelor de diferite grosimi.

Se amintește că prin folosirea acestor utilaje unele mine din S.U.A. au atins un randament pe exploatare record de 18 t/post.

Bandă transportoare cu o capacitate de 4000 t/h, Canadian Mining Journal, 76, 1955, noembrie, pag. 75, fig. 1.

Această bandă a fost montată la o uzină de prepararea minereurilor din Narwik, Norvegia. Această uzină tratează minereul de fier de la Kiruna. Banda transportoare, realizată de firma suedeză Trelleborgs Gummifabrik, transportă minereu în bulgări de 10 cm și deservește o serie de silozuri, avînd o lungime de cca 400 m pe o ramură și 780 m pe altă ramură, și are o viteză de 1,65 m/s. Lățimea benzii este de 1—1,5 m. Se pare că este banda transportoare cu cel mai mare debit ce a fost creată pînă în prezent.

A. B. Bierhals și A. A. Anschutz: **Controlul presiunii aerului comprimat efectuat de la distanță,** Gluckauf, 1955, 21 mai, pag. 568—575, 8 fig.

Cercetările întreprinse în ultimul timp în R. F. Germană arată importanța ce trebuie acordată urmăririi continuie a presiunii aerului comprimat în toate punctele de distribuție ale unei rețele. Se arată că la un consum zilnic de 5 milioane m^3, o reducere de presiune de 0,1 reprezintă o pierdere de 150 000 DM/an. Transmiterea măsurătorilor de presiune pe cale pneumatică este imposibilă de efectuat într-un timp util, dat fiind distanțele destul de mari ce separă punctele de producere de cele de utilizare. Recent s-a realizat un dispozitiv la care presiunea este măsurată de un manometru la care este adaptat un indicator rotativ ce lansează impulsuri electrice a căror frecvență este funcție de deplasarea acului indicator al manometrului. Aceste impulsuri lansate de fiecare manometru de măsurare, montat la consumator, sînt recepționate de cîte un manometru similar ce le transformă în indicații de presiune producătorului. In acest mod printr-o continuă urmărire a condițiilor de distribuție a aerului comprimat se pot lua măsurile necesare în cazul unei defecțiuni într-un interval de timp foarte scurt.

Colector de praf, Engineering and mining journal, 1955, septembrie, pag. 35, fig. 1.

Hidrofiltrul este un dispozitiv de captare umedă a prafului ce funcționează pe principiul filtrării printr-un mediu de mici sfere de sticlă. Aerul cu praf intră în contact cu apa în condițiuni ce fac ca praful să treacă în lichid. Apa spală în mod continuu sferele de sticlă în care se lovește aerul cu praf. Costul instalației este echivalent celorlalte aparate similare iar cel de exploatare este mult mai mic. Dintre avantaje amintim rapiditatea desprăfuirii, curățirea automată și cantitatea redusă de apă de care are nevoie.

Un nou *p*H metru, Engineering and minig journal, 1955, p. 198.

Noul aparat constă dintr-un indicator de pH și o piesă ce se introduce în mediul al cărui *p*H dorim să-l aflăm. La simpla introducere în acest mediu, acul indicatorului arată valoarea respectivă. Este aparatul care permite cea mai rapidă și mai comodă determinare, care înlătură obiectivismul celorlalte metode (colorimetrice). Aparatul are dimensiuni reduse 7 × 15 × 5 cm și cîntărește circa 1 kg.

Renootte E.: **Răcirea aerului în abatajele plasate la adîncime de 1010 m.** (Revue Universelle des Mines), 1955, ianuarie, pag. 3—20, fig. 19.

Primele încercări de răcire a aerului în subteran au fost efectuate în Europa la 1.III.1949 la exploatările de la Zwertberg. O instalație frigorifică cu o capacitate de 350 000 frigorii/h a fost instalată în subteran pentru răcirea unui abataj cu o producție de 350 t/schimb. In 1950 a fost instalată la suprafață o mașină mai puternică: 2060000 fg/h și care realiza răcirea și o rețea de conducte pentru apă sărată în subteran.

In abataj se monta o conductă de oțel de 100 mm ø, fiecare conductă avea 16 aripioare longitudinale de 30 mm înălțime și 20 mm grosime ceea ce permite o suprafață de răcire de 427 m^2/m.

Experiența celor 5 ani de funcționare a arătat între altele că nu este indicată montarea unei instalații în subteran, și că o bună izolare a conductelor constituie principala cerință. De asemenea este indicat ca răcirea să se efectueze direct în abataj și cel mult în galeriile de transport, iar în abataj prin cedare variabilă de frigorii trebuie să se mențină aceeași temperatură în lungul întregului front. Răcirea trebuie să se efectueze continuu (3 schimburi) pentru a evita reîncălziri. Prin răcire cu 5^0 a fost posibilă reducerea debitului de aer în abataj de la 14 la 9,5 m^3/s.

Inichar: **Rambleiajul la expoziția minieră germană de la Essen din 1954,** Annales des Mines, Belgique, 1955, mai, pag. 419—50, fig. 87.

In cadrul expoziției au fost prezentate noi instalații pentru realizarea rambleiajului în minele de cărbuni.

Fröhlich și Klüpfel construiesc o mașină de rambleiat mecanic ce poate pune în loc 120 m^3/oră și o mașină ce poate rambleia în breșe montate.

In ce privește rambleiajul pneumatic, constructorii au restudiat problema gabaritului, a mobilității și debitului. Bamag prezintă o astfel de instalație cu o înălţime de 1,9 m şi cu un debit de 100 m^3/h. Brieder şi Baien construiesc maşini celulare care faţă de cele cu camere prezintă avantajul unui gabarit mai mic, mobilitate mărită şi cheltueli de instalaţie reduse. Debitele acestor maşini variază de la 30—130 m^3/h. Maşina de mare debit are o roată cu 6 celule în formă de sectoare ce se rotesc într-un lăcaş conic prevăzut cu o cochilie de uzură uşor de înlocuit. Consumul de aer comprimat este de 60 m^3 aer/m^3 rambleu.

Maşina KZS-50 tot celulară este destinată rambleierii în straturile de înclinare medie; ea se plasează în galeria de cap şi avansează zilnic în urma abatajului; prezintă un consum foarte redus de aer comprimat circa 150 m^3/h, permiţînd rambleierea unei fîşii de lungime medie într-un schimb cu o echipă formată din 3—4 oameni.

Tubul de rambleu, sistem de 2 tuburi racordate în unghiu: unul orizontal şi altul oblic în sus. Prin primul se introduce aerul şi aspiră astfel materialul din cel de al 2-lea tub proiectîndu-l apoi la 40 m, cu un debit de 50 t/schimb. Este cel mai indicat dispozitiv pentru stabilirea de baraje etanşe la sectoarele părăsite.

Brieden a prezentat şi un economizor ce reglează admisia aerului comprimat în funcţie de alimentarea cu material, fapt care permite reducerea consumului de aer comprimat la 83—122 m^3/m^3 rambleu.

Schmelzbazaltwerk-Kelenborn prezintă căptuşeli de bazalt pentru conductele de rambleu, căptuşeli care măresc rezistenţa la şoc şi reduc greutatea conductelor.

Gewerkschaft Reuis prezintă o conductă de rambleiaj bimetalică a cărei parte interioară are o rezistenţă Brinel de 600 kg/mm^2 iar partea exterioară este din oţel rezistent la şoc. Brieden a prezentat conducte întărite prin inducţie şi care prezintă zone dure şi zone reziliente iar Esser Werke a realizat o conductă specială de uzură egală a pereţilor.

Bonduel M.: **Bilanţul a 4 ani de spălare în medii dense. Consideraţii de exploatare**, (Bilan de 4 ans de lavage en liquide dense. Considerations d'exploitation), Revue de l'Industrie Minérale, XXXVI, 1955, iunie, fascic. 626, pag. 708—716.

In general, bacurile sînt de mică adîncime şi spălarea integrală fără înlăturarea pietrei se extinde la toate produsele. Instalaţiile de alegere în mod mecanic, au ca scop suprimarea alegerii manuale şi să înlocuiască livrarea de cărbune blocuri prin cărbune nucă preparat în maşini de zeţaj.

Inlăturarea pietrei în medii dense nu este complicată, cu condiţia ca blocurile de steril să fie eliminate anterior. Separarea poate fi unică în aşa fel ca şisturile evacuate să nu conţină şi mixte şi ca colectatul să nu conţină şisturi. Pentru a reduce importanţa separării la limită, un bun mijloc constă în concasarea brutului integral la o dimensiune care să permită separarea.

Bacurile de adîncime redusă prezintă avantajul tratării de mari cantităţi într-un volum redus dar prezintă neajunsul unui dispozitiv suplimentar de transport. Există bacuri cu capacitate de 295 m^3/h la 35 m^3 în circuit şi 150 t/h capacitate tratată. Punctul slab al acestor dispozitive constă în modul de regenerare a mediului, aparatele de recuperare magnetică fiind fragile şi fără eficacitate. Din acest punct de vedere cele mai indicate par a fi aparatele cu bandă şi electromagneţi înecaţi.

Controlul şi reglarea densităţii se pot efectua uşor deoarece s-a constatat că prin adăugarea continuă a unei cantităţi de magnetită se poate menţine densitatea dorită. Debitul de adăugat se determină prin experienţe.

Problema este dificilă cînd se separă produse cu densităţi diferite în aparate diferite şi cînd singura soluţie constă în menţinerea unui bac cu soluţie de densitate mărită şi la care se scurtcircuitează celelalte bacuri din timp în timp.

Problemele mediilor dense sînt: uzura prea mare a utilajului şi realizarea mediului. In acest domeniu sînt două teorii care se opun încă: aceea a folosirii de suspensii grele, dar mari, care permit o recuperare uşoară dar prezintă o mare uzură, sau aceea a unei suspensii de particole fine, neabrazive dar greu de recuperat.

Svensson J. **Incercări cu un nou procedeu de preparare în medii dense**, (Das stripa — Schwimm — Sink — Verfahren Zeitschrift für Erzbergbau und Metallhütten wesen), vol. VIII, 1955 ianuarie, fascic. 4, pag. 147—162 fig. 1, tabl. 2.

Procedeul nou elaborat de autor pentru separarea în medii dense, foloseşte în locul unei suspensii, un strat pulsant de materie densă ce avansează într-un jgheab vibrant. Deoarece acest strat poate conţine peste 60% solid se pot obţine densităţi mai mari decît în oricare alt procedeu. O instalaţie experimentală a fost realizată în noiembrie 1953 la Stripa. Se obţine o densitate de separare de 3,3 cu un strat dens de magnetită şi hematită cu 65% Fe.

Actualmente în Suedia funcţionează 3 astfel de instalaţii şi o a patra este în curs de construire, toate fiind destinate preparării minereului de fier. Intr-una din instalaţii, conţinutul de fier din concentrat s-a mărit de la 48% iar cel din sterile s-a redus de la 17 la 11%. Capacitatea unei astfel de instalaţii este de 40 t/h şi necesită funcţionarea a 16 ciururi şi 3 maşini de zeţaj.

РЕНТАБЕЛЬНОСТЬ МЕХАНИЗИРОВАНИИ РАЗРАБОТКИ

Статья описывает и комментирует ряд исследований предпринятых Комитетом Механизации Разработки Угля при Эссенском Горном Обьединении по добыче угля, в связи с вопросом рентабельности механизированной разработки угольных пластов. Исследования охватили свыше 100 секторов, из которых 67 работают по новым. а 38 по старым методам. Анализ полученных данных привел к весьма интересным выводам.

ЭКОНОМИЧНАЯ ФОРМА МЕТАЛЛИЧЕСКОГО АРОЧНОГО ТРЕХШАРНИРНОГО КРЕПЛЕНИЯ ДЛЯ НЕСКОЛЬКИХ СЛУЧАЕВ СИММЕТРИЧНОЙ ПОГРУЗКИ

Приводится ряд экономических соображений, согласно которым арочное крепление обладает преимуществом в сравнении с прямоугольными или трапецоидальными рамами, на основании чего автор уточняет наиболее экономичную форму арочного крепления.

Трехшарнирное арочное крепление из двух одинаковых изогнутых балок, симметричных по отношению к вертикали, проходящей через ось галлереи, является наиболее целесообразным.

ПУТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭНЕРГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОТХОДОВ УГОЛЬНОИЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Уточняя виды энерго-технологических отходов угольной промышленности, в статье приводятся наиболее экономичные современные способы их использования.

О РАСЧЕТЕ НЕУПЛОТНЕННЫХ ТРУБОПРОВОДОВ ДЛЯ СЖАТОГО ВОЗДУХА

Исходя из предпосылки, что в шахтных трубопроводах для сжатого воздуха давление снижается из за потери нагрузки, вызываемой трением, а также вследствие утечки сжатого воздуха через неуплотненные места, автор подвергает разбору второе из обоих последствий, для которого выводится формула, применение которой на практике допускает определение потерь в неуплотненных трубопроводах.

ДОБЫЧА УГЛЯ ОТКРЫТЫМИ РАЗРАБОТКАМИ

Статья рассматривает с экономической точки зрения возможности открытой разработки, причем делается сравнение с подземной разработкой, а также сопоставляются различные способы открытой разработки. Приводятся многочисленные данные по этому виду разработки в Г. Д. Р., где он применяется в широком масштабе.

К ВОПРОСУ КРИТЕРИЙ ВЫБОРА МЕТОДОВ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮШИХ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ЖИЛ

Делается экономическое сравнение между методами разработки сселективным забоем исмагазинированием руды. В заключение отмечается рентабельносях эксплуатации селективным забоем лишь в случае мтломощных жил и неминерализованных вмещаюшпа пород. Экономичность снижается по мере увеличениь мощности жилы и особенно минерализации вмещающих пород.

RENTABILITÄT DER MECHANISIERTEN KOHLENABBAU

Der Artikel beschreibt und komentiert einige Forschungen die vom Ausschuss für die Mechanisierung der Kohlenabbau — der Kohlen-Union Essen angehörig — ausgeführt wurden, betreffend die Rentabilität der mechanisierten Ausbeutung der Kohlen. Ihm Rahmen der Forschungen wurden über 100 Abteilungen eingeschlossen, von denen 67 nach der neuen Methode und 38 nach der alten Methode arbeiten. Das Untersuchen der Resultate, hat zu sehr interessanten Ergebnissen geführt.

ÖKONOMISCHE FORM EINER METALL-RAHMEN IN 3 GELENKEN FÜR EINIGE FÄLLE VON SYMETRISCHEN BELASTUNGEN

Betrachtungen wirtschaftlicher Natur, welche zeigten, dass die Metall-Rahmen viel vorteilhafter ist, als der rechteckige oder trapezoidale Rahmen, haben dazu geführt, dass im Rahmen dieses Artikels der Verfasser, die günstigste und sparsamste Form einer Metall-Rahmen vorsieht. Die Dreigelenk Metal-Rahmenmerung besteht aus zwei gleichen und symetrischen Bogengurten, symetrisch gegenüber der senkrechten die durch die Galerieachse führt.

WEGE FÜR DIE VERWERTUNG DER ENERGOTEHNOLOGISCHEN ABFÄLLE DER BERGBAUINDUSTRIE

Der Artikel zeigt die energo-tehnologischen Abfälle der Bergbauindustrie und führt gleichzeitig die sparsamsten und zugleich modernsten Wege für ihre Verwertung an.

BERECHNUNGEN DER UNDICHTEN LUFTDRUCKROHRLEITUNGEN

Ausgehend von der Voraussetzung, dass in den Luftrohrleitungen die in den Bergwerken benützt werden, der Druck sinkt, — begründet durch den Verlust durch Reibungen und Undichte — vernachlässigt der Verfasser den ersten Fall und beschäftigt sich mit dem zweiten, wafür er eine Formel aufstellt, relche in der Praxis Anrendung findet, um die Verluste in einer undichten Rohrleitung zu vermeiden.

DIE KOHLENABBAU DURCH TAGEBAU

Der Artikel analysiert vom wirtschaftlichen Standpunkt aus, die Möglichkeiten der Tagebau, sowohl im Vergleich mit der Untertag-Ausbeutung, als auch im Vergleich mit den verschiedenen Methoden der Tagesausbeutungen. Der Artikel enthält auch Daten über dieses Abbauverfahren, welches in der D.D.R. sehr verbreitet ist.

BETRACHTUNGEN ÜBER DIE KRITERIEN IN DER AUSWAHL DER ABBAUMETHODEN FÜR SEHR DÜNNE ADERN, MIT GROSSEN NEIGUNGEN

Man studiert, vom wirtschaftlichen Standpunkt aus, die Verfahren der Abbau mit selektivem Abbaustoss, sowohl als auch die Speicherbau.

Aus dem Studium geht hervor, dass die Abbau mit selektivem Abbaustoss vorteilhaft ist, wenn die Adern sehr dünn sind und die umgebenden Gesteine keine Erze enthalten.

Bei Fortschreitendem Anwachsen der Ader und besonders durch die erhöhte Mineralisation der Gesteine, fällt die Auswertung.

Országos
Kö
TULAJDO

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate ***direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.***

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

ANUNŢ

Se aduce la cunoştinţa tuturor întreprinderilor că Banca de Stat a reorganizat centrele de mostre care funcţionează în următoarele localităţi:

Localitatea	Adresa	Nr. telefon
Bucureşti	Calea Dorobanţilor nr. 36—40	1.93.56
Timişoara	B-dul 23 August nr. 3	17.18
Cluj	Str. Kogălniceanu nr. 7	37.91
Oraşul Stalin	Str. 7 Noiembrie nr. 2	17.93
Ploeşti	Str. S. M. Kirov nr. 5	16.52
Bacău	Str. M. Viteazu nr. 77	88.17
Constanţa	Str. Scarlat Vîrnav nr. 9	17.54
Tg. Mureş	Piaţa Stalin nr. 51, et. I	29.04
Deva	Piaţa Unirii nr. 3	24

Aceste centre de mostre stau la dispoziţia întreprinderilor pentru valorificarea stocurilor supranormative şi disponibile precum şi pentru aprovizionarea cu materii, materiale, piese de schimb etc., necesare activităţii lor.

Clişeul de pe copertă: Baterie de cicloane de îngroşare şi de control (R. Cehoslovacă)

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Minelor — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 1898

Lei 5 exemplarul

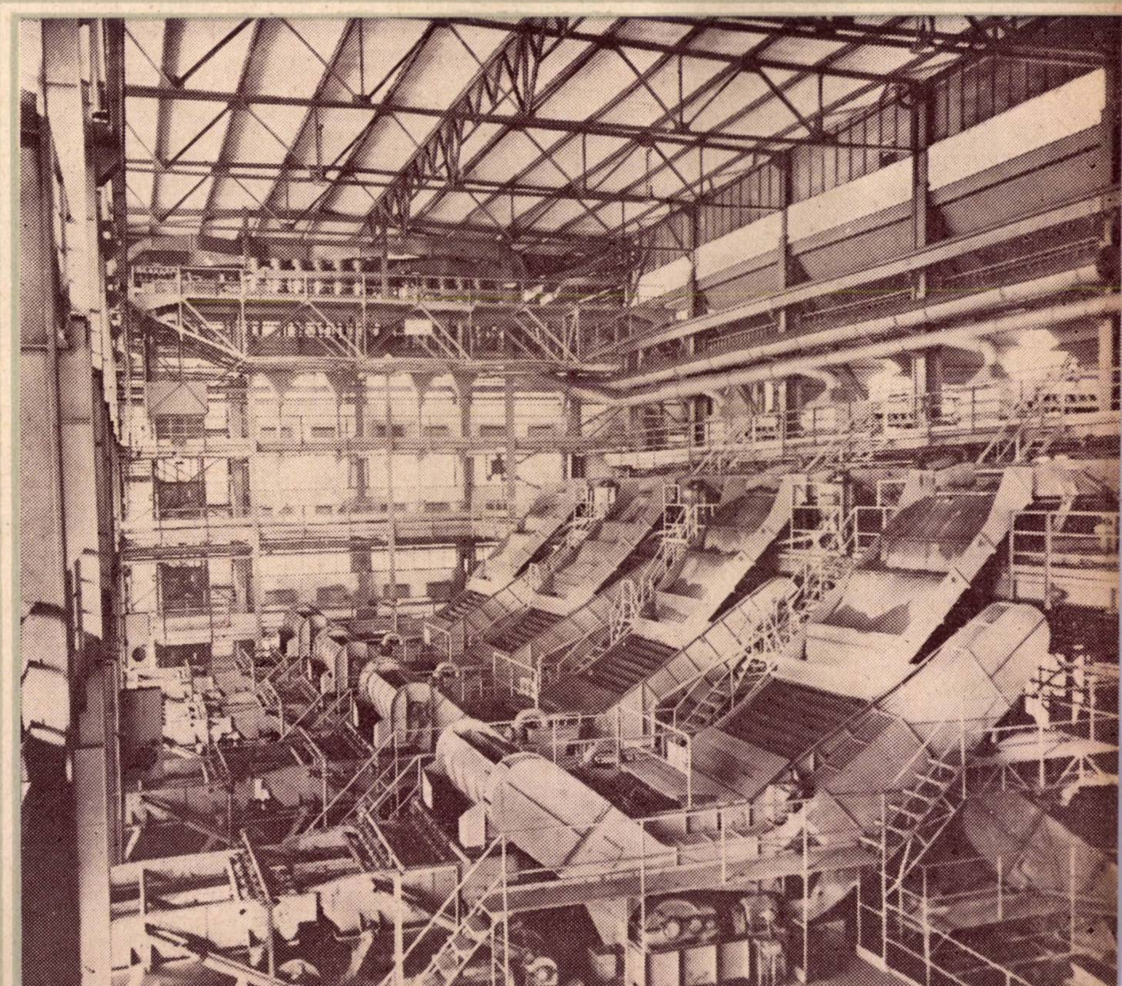
E 1433
d

Országos Műszaki Könyvtár
TULAJDONA

KAT

Revista
MINELOR

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREŞTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА



8

1956

ASIT

SUMAR

Pag.
* * *: „23 August" 353
* * *: „Ziua Minerului" 354
DASCAL OSCAR: Noi cercetări în problema cunoașterii și combaterii acțiunii nisipurilor acvifere în zăcămintele de lignit din R.P.R. 356
DAN IONESCU: Susținerea galeriilor subterane cu prefabricate din beton tip S.B.I. 361
VALERIU POPESCU: Folosirea mașinii de havat Korfman la lucrările de înaintare 369
SPIREA SĂVULESCU: Mecanizarea extragerii cărbunelui la I.C. Sălajul 373
C-TIN CREȚULESCU: Contribuții la problema utilizării cărbunilor, drept combustibil casnic 376
CORNELIU JURCA: Contribuții la prevenirea focurilor în stratele groase de cărbuni din bazinul Văii Jiului 379
CORNEL EUFROSIN: Aparat pentru măsurarea înclinării stratificației pe carotele extrase din sondă 387

RECENZII

AUGUSTIN BUTTU: Mecanică teoretică și practică cu aplicații miniere 388
V. MAVROMATI: Prelucrarea hidrometalurgică a unor concentrate de cupru-zinc 389
NOUTĂȚI MONDIALE 390
DOCUMENTARE TEHNICĂ 394

DIN ACTIVITATEA A.S.I.T.

* * *: Conferința Filialei A.S.I.T., Valea Jiului 396

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
* * * 23 Августа 353
* * * : День шахтера 354
ОСКАР ДАСКАЛ: Новые исследования в области изучения и борьбы с плывунами в лигнитных месторождениях РНР 356
ДАН ИОНЕСКУ: Крепление подземных выработок сборными бетонными элементами типа С.Б.И. 361
ВАЛЕРИУ ПОПЕСКУ: Применение врубовой машины Корфмана при проходческих работах 369
СПИРЯ САВУЛЕСКУ: Механизация добычи угля на углеразрабатывающем предприятии Салаж 373
К. КРЕЦУЛЕСКУ: К вопросу использования угля как топливо для домашних нужд 376
КОРНЕЛИУ ЖУРКА: Предупреждение пожаров в мощных угольных пластах бассейна Долины Жиу 379
КОРНЕЛЬ ЕУФРОСИН: Аппарат для измерения падения пластов на извлеченных из скважин кернах 387

РЕЦЕНЗИИ

АВГУСТИН БУТТУ: Теоретическая и практическая механика и ее применение в горном деле 388
В. МАВРОМАТИ: Гидрометаллургическая обработка некоторых медно-цинковых концентратов 389
ЗАРУБЕЖНЫЕ НОВОСТИ 390
ДОКУМЕНТАЦИЯ 394

ИЗ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ АСИТ

*** Совещание филиала АСИТ в Долине Жиу 396

SOMMAIRE

Page
* * *: „23 Août" 353
* * *: „Journée du mineur" 354
DASCAL OSCAR: Nouvelles recherches pour la classification et la lutte contre l'action des sables aquifères dans les gisements de charbon de la R.P.R. 356
DAN IONESCU: Le souténement des galeries souterraines avec des préfabriqués en béton, du type S.B.I. 361
VALERIU POPESCU: Utilisation de la haveuse Korfmann dans le creusement des galeries 369
SPIREA SĂVULESCU: Mécanisation de l'extraction du charbon à I. C. Sălajul 373
C-TIN CREȚULESCU: Contributions à l'utilisation du charbon comme combustible ménager 376
CORNELIU JURCA: Contributions à la lutte contre les incendies dans les couches épaisses de charbon du bassin de la Vallée du Jiu 379
CORNEL EUFROSIN: Appareil pour la détermination du pendage des couches sur les carottes extraites des traces de forage 387

COMPTERENDU

AUGUSTIN BUTTU: Mécanique théorique et pratique avec application minière 388
V. MAVROMATI: Elaboration hydrométallurgique de quelques concentrés de cuivre-zinc 389
NOUVEAUTÉS MONDIALES 390
DOCUMENTATION TECHNIQUE 394

ACTIVITÉ DE L'A.S.I.T.

* * *: Conférence de la Filiale A.S.I.T. „Valea Jiului" 396

INHALT

Seite
* * *: „23. August" 353
***: Tag des Bergarbeiters 354
DASCAL OSCAR: Neue Forschungen zwecks Erkennen und Bekämpfen des Einflusses von Laufsand in den Braunkohlenvorkommen der R.V.R. 356
DAN IONESCU: Die Zimmerung der unterirdischen Stollen durch vorgegossene Beton-Elemente Type S.B.I. 361
VALERIU POPESCU: Die Anwendung der Schramm-Maschine Korfmann bei den Vordringungsarbeiten 369
SPIREA SĂVULESCU: Die Mechanisierung der Ausbeutung der Kohle bei I. C. Sălajul 373
C-TIN CREȚULESCU: Beiträge zum Problem der Verwendung von Kohle als Hausheitzstoff 376
CORNELIU JURCA: Beiträge zur Verhütung des Entzündes in den dicken Kohlenschichten im Jiu-Kohlenbasin 379
CORNEL EUFROSIN: Apparat zum Messen von Neigungen der Schichten bei Bohrkerne 387

AUSZÜGE

AUGUSTIN BUTTU: Theoretische und praktische Mechanik in der Bergbau-Anwendung 388
V. MAVROMATI: Die hydro-metalurgische Verarbeitung von Kupfer-Zink-Konzentraten 389
WELT-NEUHEITEN 390
DOKUMENTIERUNG 394

VON DER ARBEIT A.S.I.T.

* * *: Konferenz der Zweigstelle A.S.I.T. Valea Jiului 396

COMITETUL DE REDACȚIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — Laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

REVISTA MINELOR

ANUL VII ⊢ Nr. 8 ⊣ AUGUST 1956

Országos Könyvtár TULAJDONA

23 August

Se împlinesc doisprezece ani decînd, datorită ofensivei eliberatoare a armatelor sovietice pe teritoriul țării noastre, — Partidul Comunist Romîn a înfăptuit acțiunea coordonată a forțelor patriotice populare și a soldaților, ofițerilor și grupurilor patriotice din armată, acțiune care a dus la ieșirea Romîniei din războiul hitlerist.

Ziua de 23 August a devenit marea sărbătoare națională a poporului nostru, ziua eliberării Romîniei de sub jugul fascist.

Deși doisprezece ani reprezintă o perioadă scurtă în viața unui popor, totuși sub înțeleapta conducere a partidului, s-au înfăptuit transformări revoluționare cu uriașe repercursiuni pe tărîm politic, economic și social, ceea ce constituie o vie ilustrare a forței creatoare a poporului nostru care s-a smuls din lanțurile exploatării. Entuziasmul și avîntul cu care oamenii muncii din R.P.R. întîmpină 23 August 1956 sînt o mărturie vie a încrederii în țaria și înțelepciunea partidului, forța călăuzitoare în lupta pentru construcția socialistă a țării.

Succesele istorice obținute în ultimii ani pentru transformarea radicală a economiei țării pe drumul industrializării și dezvoltării tuturor ramurilor de activitate sînt rezultatul politicii partidului care au la bază învățătura marxist-leninistă și folosește în mod creator experiența glorioasă a Partidului Comunist al Uniunii Sovietice.

★

Minerii luptă cu însuflețire pentru traducerea în viață a directivelor Congresului al II-lea al P.M.R. care a trasat ca linie de dezvoltare industriei carbonifere în decursul celui de al II-lea plan cincinal o creștere a producției în 1960 cu 80—90% față de anul 1955, punîndu-se accent deosebit pe exploatarea la zi, astfel ca cel puțin 30% din producția de cărbune să fie produsă din cariere. De asemenea sporirea producției de cărbune cocsificabil, mecanizarea proceselor de producție și ușurarea muncii în subteran.

Astfel, în minele din Valea Jiului, pentru sporirea productivității muncii s-au introdus în plus peste existent 8 mașini de încărcat la înaintări și 14 încărcătoare cu bandă de cauciuc. De asemeni în abataje s-a continuat introducerea sistemului de susținere cu stîlpi metalici și grinzi în consolă cu montarea craterului prin împingere, metodă ce se aplică la mina Petrila.

In minele de lignit s-au introdus două abataje armate cu stîlpi metalici la Filipeștii de Pădure, iar observațiile făcute în sem. I asupra comportării lor în abataj arată că nu există nici un indiciu că această metodă de armare și dirijare a presiunii acoperișului nu ar fi cea mai indicată. Această metodă este în curs de experimentare și la alte mine de lignit, așa fel ca în anul 1957 să se poată experimenta. Tipul de stîlpi și grinzi cei mai corespunzători condițiilor de zăcămînt din minele de lignit este în curs de perfecționare.

De asemenea este în curs de introducere sistemul de abataj armat metalic cu grinzi în consolă și transportor blindat, în care și tăierea și încărcarea să se execute cu ajutorul havezei, iar montarea transportorului să se facă prin împingere.

Armarea cu prefabricate de beton, încercată la Filipești și Doicești, a arătat că tipul poligonal este corespunzător condițiilor de presiune din minele de lignit.

Pentru trecerea cu lucrări miniere prin nisipurile acvifere (borchișuri) s-au executat și se execută încercări de silicatizare, care pînă în prezent dau rezultate promițătoare. De asemenea s-a preconizat pentru trecerea galeriilor prin borchișuri o trusă metalică a cărei experimentare se va face la minele din bazinul Doicești.

In bazinul Anina s-a introdus căruciorul cu bandă pentru încărcarea mecanizată la înaintări și pînă la „Ziua minerului" se va introduce un nou sistem de încărcare cu bandă, ușor manevrabil, apt pentru săpările de galerii cu profil redus.

Pe linia recuperării la cărbunele spălat, s-au realizat de asemenea succese importante, recuperarea crescînd treptat în 1956, astfel că în luna iulie aceasta a crescut cu circa 25% față de media realizată anterior. La aceasta au contribuit atît montarea unei instalații de flotație cît și îmbunătățirile aduse procesului de zețaj.

In sectorul minelor de fier și nemetalifere, sarcina de creștere a producției se bazează în primul rînd pe dezvoltarea exploatării în cariere (Teliuc) precum și pe punerea în producție a unor mine noi. Pentru obținerea unui produs cît mai superior calitativ s-a prevăzut dotarea acestei exploatări cu instalații de preparare corespunzătoare.

In sectorul minelor neferoase, în semestrul I/1956 s-a obținut o creștere însemnată în producția de cupru și anume cu 40% mai mult decît în aceeași perioadă a anului trecut, realizînd și depășind astfel sarcinile de plan.

De asemenea lucrările pentru deschiderea de mine noi și a noi instalații de prelucrare sînt în conformitate cu programul, așa încît sînt create premizele ca lucrările prevăzute în cel de al II-lea plan cincinal să fie realizate în termen.

Aceste succese în muncă din semestrul I/1956 pe drumul realizării sarcinilor trasate în cel de al doilea plan cincinal, nu ar fi fost posibile dacă nu s-ar fi asigurat încă din primul cincinal bazele materiale de dezvoltare.

Volumul mare al investițiilor acordate în decursul primului plan cincinal, dotarea cu utilajele necesare, asigurarea condițiilor social-culturale la întreprinderi, constituie baza materială pentru dezvoltarea rapidă a industriei miniere din cincinalul II.

23 August, în primul an al celui de al II-lea cincinal să constituie un factor puternic mobilizator în îmbunătățirea muncii noastre.

De „Ziua Minerului"

In fiecare an „Ziua Minerului" constituie pentru minerii din R.P.R. un prilej de analiză a muncii depuse, a realizărilor obținute și a sarcinilor ce le stau în față, în vederea dezvoltării industriei miniere în așa măsură încît să facă față nevoilor continuu crescînde ale economiei naționale.

In acest an „Ziua Minerului" se sărbătorește sub aspectul Directivelor Congresului al II-lea al P.M.R. care a trasat ca linie de dezvoltare a industriei carbonifere în decursul celui de al II-lea plan cincinal o creștere a producției în 1960 cu 80—90% față de anul 1955, punîndu-se accent deosebit pe exploatarea la zi, astfel ca cel puțin 30% din producția de cărbune energetic să fie produsă din cariere. De asemeni se prevede sporirea producției de cărbune cocsificabil, mecanizarea proceselor de producție și ușurarea muncii în subteran.

Pentru minerii ce lucrează în sectorul extractiv al minereurilor de fier se prevede o creștere cu 1,8—2 ori a producției în 1960 față de 1955, iar la minereurile de mangan cu 40%. De asemeni se prevede îmbunătățirea extragerii metalelor din minereuri și în deosebi a metalelor prețioase.

Productivitatea muncii va trebui să crească în toată industria extractivă cu 45—50%, — în 1960, iar prețul de cost să fie cu 15—20% mai mic dicît cel realizat în 1955.

Anul 1956 fiind primul an din cel de al II-lea plan cincinal se sărbătorește de muncitorii, inginerii și tehnicienii mineri din R.P.R. în cadrul unui puternic avînt în producție și a desfășurării unor largi acțiuni de introducere a tehnicii noi și a micii mecanizări, în vederea asigurării bazelor tehnice necesare realizării sarcinilor ce le revin.

Pentru îndeplinirea unor sarcini atît de importante în cincinalul II, Ministerul Minelor a luat o serie de măsuri menite să conducă la îndeplinirea și depășirea lor.

Astfel în zilele de 11—13.V.1956 s-a ținut la Petroșani o ședință consultativă în care s-a examinat problema complexă a mecanizării minelor, în vederea creșterii productivității muncii, a reducerii prețului de cost și ușurarea muncii în subteran.

In ziua de 11.VII. s-a ținut la Ministerul Minelor o analiză a problemei de mică mecanizare în industria minieră.

Ședințele de Colegiu ale ministerului și-au axat programul de lucru tot în vederea desbaterilor și a luării măsurilor în problemele de bază indicate în Directivele celui de al II-lea Congres.

Urmare acestor acțiuni s-a stabilit coordonarea lucrărilor de dezvoltare și termenele lor de execuție.

In mecanizarea diferitelor faze ale procesului de producție este necesar ca în industria minieră lucrările principale să se dezvolte astfel pe faze :

— în ce privește tăierea, pe lîngă mecanizarea chimică (prin pușcare) să se dezvolte tăierea mecanizată cu haveze de abataj și de înaintare, precum și să se definitiveze tipurile de combine cele mai potrivite condițiilor existente de zăcămînt ;

— introducerea pe scară largă a armării metalice în abataje și pregătiri, atît pentru economisirea lemnului de mină ,cît și pentru a se creia condițiile favorabile folosirii mecanizării moderne. Se va perfecționa și extinde metoda de armare cu stîlpi metalici și grinzi în consolă, cu montarea benzilor cu raclete lîngă front, pușcarea pe bandă și împingerea fără demontare ;

— să se dezvolte o mecanizare complexă și armonioasă pe toate operațiile, în special realizarea încărcării mecanizate la toate lucrările miniere, operație ce reprezintă cel mai mare volum de muncă grea ;

— organizarea științifică a transportului de la locul de muncă pînă la suprafață, cu mecanizarea corespunzătoare fiecărei secțiuni ;

— concentrarea lucrărilor miniere și a producției pe orizonturi principale, cu realizare de viteze de avansare sporite ;

— încercarea utilajelor moderne și de mare capacitate de producție, în conformitate cu condițiile noastre de zăcămînt.

In ce privește extinderea micii mecanizări, care are un aspect foarte variat, s-a întreprins o vastă acțiune de analiză a fiecărei întreprinderi și a locurilor de muncă pentru a se stabili măsurile imediate de luat. In vederea sprijinirii unităților productive cu soluții practice de luat pentru diferitele cazuri, se întocmește un material documentar complex privind mica mecanizare din care întreprinderile miniere să poată să-și adapteze mecanizarea cea mai potrivită în specificul respectiv.

In problema ridicării calității cărbunilor și a folosirii lor pe scară largă în consumul casnic, s-au definitivat amplasamentele și profilele instalațiilor de brichetaj, în vederea unei producții de 1.000.000 tone brichete pe an.

Lucrările de amenajare și construcție a primei instalații de lignit sînt în curs, iar proectele bazate pe cele mai noi metode de epurarea sterilului și de uscare se definitivează pentru instalațiile de mare capacitate.

In vederea înlocuirii lemnului de mină în galerii prin prefabricatele de beton armat, s-au executat experimentări de diferite profile la Lupeni, Filipeștii de Pădure Doicești, Anina, etc. și urmează ca prima fabrică de prefabricate pentru industria minieră să intre în funcțiune în preajma „Zilei Minerului". Alte două unități mari de prefabricate vor intra în funcțiune în 1957, iar profilul și amplasarea geografică pentru toate aceste fabrici necesare în cincinalul II s-au precizat.

Pentru asigurarea bazei materiale de piese de schimb și de reparații a utilajului minier, s-au fixat atelierele regionale care vor deservi industria minieră, astfel ca extinderea mecanizării să nu fie stînjenită de lipsa lor,

O grijă deosebită în cincinalul II s-a dat prevederii lucrărilor de raționalizare, sistematizare și mecanizarea fluxului tehnologic la suprafață în deosebi la minele mari pentru asigurarea unei creșteri importante a productivității muncii pe total întreprindere.

Implinirea sarcinilor trasate industriei miniere în cincinalul II este asigurată în primul rînd de deservirea și modernizarea minelor noastre, de avîntul în muncă al minerilor noștri și de rezolvarea coordonată a problemelor de bază ce se pun industriei miniere.

Importantele investiții puse la dispoziția industriei miniere asigură de asemenea realizarea sarcinilor de modernizare și dezvoltare a minelor.

★

Dintr-o analiză sumară asupra lucrărilor executate și a realizărilor industriei miniere pînă în preajma „Zilei Minerului" în diferitele sectoare de activitate minieră în baza directivelor de dezvoltare, trasate industriei miniere remarcăm :

In sectorul carbonifer. *La minele din bazinul văii Jiului, în care se pune un accent deosebit pe creșterea producției de cărbune cocsificabil, s-a realizat o sporire a creșterii capacității spălătoriei cu 32% față de anul trecut, iar producția de cărbuni este de asemenea în creștere.*

In vederea realizării sarcinii de deschidere a unei noi mine de cărbuni cocsificabil cu capacitate de 700.000 t/an. sînt pe punctul de a se termina lucrările de bază preliminarii (rezerve, studii, etc.) în vederea începerii lucrărilor.

Armarea metalică în vederea economisirii lemnului de mină s-a extins și în galerii și la abatajele frontale în stratele subțiri ale minei Lupeni.

In același timp la uzinele de reparat utilaj minier Petroșani se construiesc primele transportoare cu raclete speciale pentru strate subțiri și cu culcuș ondulat, în vederea eliminării defecțiunilor în funcționare din prezent.

Ca urmare a avîntului cu care s-a pornit în realizarea sarcinilor prevăzute pentru cincinalul II, productivitatea muncii pe sem. I/1956 a crescut față de sem. I anul 1955, pe total Valea Jiului cu 8%.

Paralel cu munca minerilor, constructorii de pe șantierele Văii Jiului au dat și vor da în funcțiune pînă la „Ziua Minerului" 487 locuințe pentru familiști și 340 locuri în cămine.

Cu angajamente depășite în cinstea „Zilei Minerului" se prezintă marea majoritate a brigăzilor și muncitorilor din Valea Jiului. In fruntea depășirilor se situează brigăzile tov.: Vraja Gheorghe mina Lupeni cu 226% realizare a normei, Ștefan Mihai — mina Petrila cu 185%.

La minele de lignit, s-a realizat o creștere de producție în sem. I/1956 față de sem. I/1955 de 8%

S-a extins perforarea electrică pe scară largă, ea dovedindu-se a fi metoda cea mai adecvată de batere a găurilor atît în lignit cît și în rocile înconjurătoare. Prin folosirea capetelor dure la sfredele, s-a obținut o viteză de batere a găurilor de la 60—120 secunde, ceea ce face ca timpul necesar baterii găurilor să devie neglijabil față de celelalte operațiuni.

Pe lîngă aceasta, tăierea mecanică a făgașului cu ajutorul havezelor s-a dovedit metoda cea mai adecvată de tăiere în abatajele frontale și s-a extins la Filipești, Derna, Sălaj și Cîmpulung.

Executarea suitorilor cu mașina sovietică de tipul LBS-2 a arătat că aceasta corespunde întru totul, realizîndu-se viteze de avansare de la 12—20 m/zi.

Incercările semiindustriale de brichetare a ligniților prin uscare sau prin semicarbonizare au dat de asemenea rezultate foarte bune ajungîndu-se la brichete de aproximativ 5000 Kcal/kg. Studiile și experiențele făcute de descenușare a ligniților prin lichide grele și de uscare prin fluidizare au arătat de asemeni că aceste metode se pot introduce cu ușurință în procesul de preparare.

Prima instalație de brichetat ligniți, va fi în curînd pusă în funcțiune.

In exploatarea ligniților sînt de semnalat dezvoltarea și intrarea în producție a celor două cariere, dintre care cariera Rovinari joacă rolul preponderent. Deși carierele nu au atins încă nivelul de producție cerut, în primul rînd datorită faptului că sînt primele de acest gen în țara noastră, totuși ritmul lor de dezvoltare, dobîndirea unor temeinice cunoașteri a condițiilor de zăcămînt, dau siguranța că nivelul de producție prevăzut de Directivele Congresului al II-lea vor fi îndeplinite, realizîndu-se prin aceasta pe lîngă o productivitate mult sporită și un preț de cost redus și o mare economie de materiale, precum și o securitate a muncii mult sporită.

In minele de huilă cocsificabilă din bazinul Anina, s-a dat recent în funcțiune cu 1,5 ani înainte de termen, puțul principal de extracție, care are o adîncime de aproape 1.000 m. Vitezele de avansare realizate în refacerea puțului, care au atins pînă la 26 m/lună, în condițiile deosebit de grele din mina Anina, reprezintă o realizare deosebit de valoroasă atît tehnică, cît și economică.

In sectorul cărbunilor bruni inferiori este de remarcat generalizarea rapidă a havezelor de abataj la minele Sorecani, precum și transportul cu screpere în abataj. De asemenea s-a introdus recent sistemul de abataje frontale conjugate direcționale cu avansare pe înclinarea stratului și cu transport prin scocuri oscilante pe planul înclinat colector. Este în curs de încercare transportul în abataj prin bandă-covor în vederea sporirii capacității de transport și ca urmare a vitezei de avansare a liniei frontului.

In angajamentele luate de „Ziua Minerului" remarcăm depășirea valorii producției globale cu 20,8% la întreprinderea Teliuc față de angajamentul luat de 8% pe sem. I, precum și creșterea productivității muncii cu 15,2% față de aceeași perioadă a anului trecut.

Colectivul întreprinderii miniere Reșița a dat peste angajament 310 tone minereu de fier și 400 tone minereu de mangan numai în luna iunie, realizînd în semestrul I economii de 616.000 lei.

Colectivul întreprinderii miniere Aghireș-Butan a depășit valoarea producției globale pe sem. I cu 30,9%, iar productivitatea muncii a crescut cu 13,6% față de aceeași perioadă a anului trecut, realizînd economii la prețul de cost de peste 88.000 lei.

La aceste rezultate deosebit de frumoase s-a putut ajunge prin o mai bună organizare a procesului de producție, prin o activizare puternică a întrecerilor socialiste și prin introducerea și generalizarea mecanizării.

Astfel la Teliuc s-au introdus sondezele pentru baterea găurilor de mină lungi, prin care s-a ajuns la sporul de productivitate de 15,2% față de anul trecut; la minele subterane s-au introdus în măsură mai largă perforatoarele grele și suporții pneumatici pentru susținerea lor, la minele Aghireș s-a introdus perforajul electric și — în parte — încărcarea mecanizată.

In sectorul minelor neferoase, *de „Ziua Minerului" colectivul de muncitori, ingineri și tehnicieni, se prezintă cu o depășire de 16% a valorii producției globale pe sem. I.1956 față de 1955.*

Recuperările în metal în instalațiile de prelucrare au fost de asemenea îmbunătățite, astfel la Plumb în concentrat plumbos cu 2%, iar la Cupru cu 10%.

★

Gradul ca și ritmul de dezvoltare a industriei miniere în R.P.R. impun ca pe lîngă colectivul de mineri, antrenat cu avînt în realizarea sarcinilor de plan, să se imprime și în celelalte ramuri de activitate același avînt în realizarea și depășirea sarcinilor.

Muncii de proiectare, bazată pe cele mai noi cuceriri ale tehnicii și ale științei, îi revine de asemenea un rol de frunte în dezvoltarea la termen a industriei miniere.

Geologilor minieri li se cere o îmbunătățire a muncii pentru determinarea cu exactitate a condițiilor hidrogeologice de zăcămînt, acestea constituind baza pe care se dezvoltă ulterior întreg complexul de lucrări miniere.

Constructorilor antrenați în industria minieră li se cere ca atît lucrările industriale, cît și cele social-culturale, să fie de bună calitate și predate în termen.

„Ziua Minerului" în primul an al celui de al II-lea cincinal să constituie un factor puternic mobilizator în îmbunătățirea muncii noastre, pentru a produce cît mai mult cărbune și minereu, cu o productivitate mereu sporită și cu un preț de cost din ce în ce mai scăzut.

TRĂIASCĂ „ZIUA MINERULUI"!

Noi cercetări în problema cunoașterii și combaterii acțiunii nisipurilor acvifere în zăcămintele de lignit din R. P. R.

Ing. Oscar Dascăl
I. C. E. M. I. N.

Dezvoltarea industriei cărbunelui, este baza dezvoltării industriale a țărilor care au pășit pe drumul construirii socialismului.

Dezvoltarea acestei industrii nu se poate însă concepe fără introducerea tehnicii și tehnologiei noi, fără mecanizarea muncilor grele de volum mare, fără creșterea productivității muncii.

Exploatarea zăcămintelor de cărbuni, prin abataje camere, de mică productivitate, reprezintă o frînă serioasă în introducerea tehnicii și tehnologiei noi în subteran. Mecanizarea și concentrarea exploatării se pot rezolva numai prin trecerea de la metoda de exploatare în camere, la metoda cu abataje cu fronturi lungi de mare productivitate.

Exploatarea zăcămintelor cu abataje cu fronturi lungi este condiționată de o serie de factori tehnici, de a căror rezolvare depinde reușita aplicării metodei respective.

Majoritatea zăcămintelor noastre de lignit de vîrstă daciană, sînt cuprinse în formațiuni în care apar nisipuri, nisipuri prăfoase și mai rar pietrișuri. Sub nivelul hidrostatic, infiltrațiile din apele de precipitațiuni atmosferice și superficiale, se acumulează în aceste formațiuni, prezentînd tot timpul un pericol deosebit pentru lucrările subterane.

Datorită dispoziției monoclinale a Pliocenului, stratele acvifere astfel generate, capătă presiuni din ce în ce mai accentuate, pe măsura coborîrii orizontului productiv.

Din acest motiv exploatarea acestor zăcăminte întîmpină dificultăți foarte serioase. Metoda de exploatare ce se poate aplica este numai cea cu camere, cu deschideri mici (3—5 m), cu mari pierderi de zăcămînt (30—50%). Pierderile mari se datoresc în primul rînd vetrei și tavanului de cărbune ce se lasă sub acoperiș și deasupra culcușului pentru a se evita inundarea lucrărilor, precum și stîlpilor de protecție ce rămîn între camere, pentru același scop. Prezența acestor formațiuni cauzează dificultăți serioase și din cauza presiunilor mari ce le declanșează. In cazul cind nisipul acvifer este separat de stratul de cărbune printr-o formațiune impermeabilă (marnă sau argilă) în momentul surpării acoperișului unui abataj, apa ce pătrunde în lucrările miniere cauzează o umflare accentuată a acestuia, astfel încît menținerea lucrărilor de pregătire devine foarte dificilă și uneori chiar imposibilă.

Acest fapt atrage după sine pe lîngă cheltuieli foarte mari de întreținere, și o dimensiune redusă a aripilor cîmpului de exploatare, determinînd o exploatare nerațională a zăcămîntului, pe o suprafață întinsă, la mai multe orizonturi în condiții de lucru foarte grele.

Pentru a evita dificultățile și inconvenientele de mai sus, precum și pentru a putea trece la o metodă de exploatare cu fronturi lungi, este necesară asecarea prealabilă a acestor formații.

O altă problemă pe care o ridică aceste condiții de zăcămînt o formează deschiderea stratelor de cărbuni, aflate sub aceste formații. Punerea în valoare de noi rezerve de lignit, care să asigure realizarea planului de electrificare, depinde de rezolvarea cu succes a acestei probleme.

Problema nisipurilor acvifere (a borchișurilor) reprezintă pentru exploatările de lignit din R.P.R. problema vitală, pentru rezolvarea căreia nu se poate concepe extinderea și dezvoltarea acestor exploatări.

Ținînd seama de importanța deosebită a acestei probleme, în anul 1953 în zilele de 30.X—1.XI, M.I.C. a inițiat și în colaborare cu A.S.I.T. a realizat ținerea unei consfătuiri pe țară, în care s-au dezbătut pe larg, cu sprijinul a numeroși oameni de știință, ingineri și tehnicieni, metodele de rezolvare a problemelor ridicate de prezența acestor formațiuni acvifere.

Pe baza referatelor prezentate și a discuțiilor pe marginea referatelor respective, s-a putut trage o serie de concluzii din care trebuie să se rețină:

„Incercările de pînă acum pentru combaterea borchișurilor la exploatările de lignit din țara noastră, au fost sporadice, căutîndu-se rezolvarea cazurilor locale particulare, prin soluții și mijloace simple, fără studii și determinări prealabile ale caracteristicilor borchișurilor, studii care să constituie baza științifică a soluțiilor adoptate".

„Atacarea problemei borchișurilor trebuie să se facă în mod științific, metodic și coordonat pe fiecare bazin de lignit în parte și în ordinea de urgență dictată de greutățile pe care le întîmpină exploatările de lignit, atît la traversarea borchișurilor cu lucrări miniere de deschidere, cît și la abatajul stratelor de lignit în prezența borchișurilor. Cu urgență se impun, în primul rînd bazinele din regiunea cutelor diapire subcarpatice, începînd cu Șotînga, Mărgineanca și Ojasca, cum și bazinul de la Caransebeș, în care necunoașterea caracteristicilor stratelor de borchiș cauzează mari dificultăți lucrărilor miniere" și în fine:

„Institutul de cercetări pentru cărbune să organizeze un sector de studii și cercetări pentru borchișuri, care să execute după un program dinainte stabilit, atît prin mijloace proprii cît și în colaborare cu alte institute științifice și de cercetări, studiile caracteristicilor borchișurilor, studiile metodelor corespunzătoare de asecare, studiile metodelor de abataj în prezența borchișurilor, încercările metodelor de abataj rezultate din studii, etc.".

Din cauza necunoașterii caracteristicilor fizico-mecanice ale borchișurilor, referatele prezentate în cadrul consfătuirii au tratat problema pe baza materialului

Ținînd seama de concluziile de mai sus, începînd cu anul 1954, Institutul de cercetări carbonifere a trecut la studiul sistematic și științific al problemelor ridicate de prezența acestor formațiuni.

Studiile și cercetările întreprinse au fost dirijate spre trei căi:

— Studiul caracteristicilor fizico-mecanice ale nisipurilor acvifere (borchișurilor).

— Studiul și experimentarea traversării formațiunilor de nisipuri acvifere (borchișurilor) prin procedee chimice.

— Studiul și experimentarea asecării formațiunilor de nisipuri acvifere din culcușul și acoperișul stratelor de cărbuni.

In cele ce vor urma se vor expune rezultatele ultimelor studii și cercetări efectuate în cei 2 ani de la data ținerii consfătuirii asupra nisipurilor acvifere (borchișuri) din formațiunile zăcămintelor de lignit din R.P.R.

Studii și cercetări asupra caracteristicilor fizico-mecanice ale nisipurilor acvifere (borchișuri)

Una din primele concluzii care s-a desprins în cadrul consfătuirii din 1953 a fost lipsa unei caracterizări complete care să permită definitivarea precisă a așa-ziselor borchișuri.

Definiția dată în cadrul consfătuirii acestor formațiuni, poate fi rezumată la următoarele:

„Prin borchiș se înțelege nisip cu apă, curgător. Ca urmare, orice alte roci permeabile, care însă nu sînt antrenate de apă, nu intră în cadrul problemei borchișurilor“ [1]. „Nisipuri fine, care, în cazul cînd conțin apă în cantități mai mari decît capacitatea lor de saturație, devin fluide și sînt numite „nisipuri curgătoare“ [2].

„Sub numirea de „borchiș“ se înțelege orice nisip cu bob mic, care fiind îmbibat cu apă formează o pastă fluidă în stare umedă, are o culoare plumburie; în stare uscată de cele mai multe ori are o culoare albă“ [3].

Cercetările întreprinse pe teren, precum și analizele efectuate în laborator infirmă definițiile date mai sus. Borchișurile nu reprezintă altceva decît o formă de manifestare (prezentare) a nisipurilor acvifere. Aceste observații și constatări sînt confirmate și de ultimele date din literatura sovietivă [4].

Formațiunile de borchișuri interceptate de lucrări miniere la început se prezintă ca nisipuri umede tasate, care după aspectul exterior nu ar reprezenta nici o dificultate la traversarea lor. Debitul de apă care filtrează la început este destul de redusă, crescînd însă destul de repede, după trecerea a cîteva ore (10—20 ore) masa de nisip tasat se transformă într-o masă fluidă ce începe să curgă inundînd și rambleind lucrarea respectivă pe distanțe relativ destul de mari (10—50 m) în funcție de grosimea formațiunii.

Trecerea în faza fluidă poate fi accelerată prin deranjarea structurii, prin începerea continuării executării lucrării.

Fenomenul de trecere a unui nisip în stare de curgere, adică de manifestare a sa ca borchiș, constă în aceea că nisipul respectiv, saturat cu apă, se transformă într-o masă ușor mobilă, în care pare că a dispărut complet frecarea dintre granule.

Rezistența pe care o opune un nisip forțelor exterioare, care tind să producă deplasări sau deformări în masa lor, se poate exprima prin relația:

$$\tau = (\sigma_t - \sigma_n)\ \mathrm{tg}\ \varphi$$

în care:

τ este rezistența la forfecare a nisipului respectiv;
σ_t — presiunea totală în punctul considerat;
σ_n — presiunea neutră în punctul considerat, adică presiunea preluată de apa care saturează porii nisipului;
φ — unghiul de frecare internă a nisipului respectiv.

Deoarece unghiul de frecare internă nu poate deveni niciodată egal cu zero, rezultă că, pentru ca fenomenul de trecere în stare fluidă a nisipului să aibă loc, trebuie ca presiunea efectivă să devină nulă, adică:

$$\sigma_t - \sigma_n = 0.$$

Această condiție poate fi realizată pe două căi: fie sub efectul direct al presiunii de infiltrație a apei care circulă prin nisipul respectiv, fie sub efectul indirect al apelor de infiltrație, care umple porii nisipului, prin creșterea instantanee a presiunii neutre și dispariția presiunii efective, ca urmare a tulburării structurii nisipului aflat într-o stare de afînare avansată.

N. N. Goldstein denumește primul caz „trecerea în stare de curgere prin infiltrație“, iar pe cel de al doilea „trecerea instantanee în stare de curgere“.

Notînd cu:

γ_v — greutatea volumetrică a nisipului saturat cu apă;
γ_s — greutatea specifică a particulelor minerale care alcătuiesc nisipul respectiv:
ε — cifra porilor nisipului considerat;
γ_a — greutatea specifică a apei;
l — volumul granulelor de particule minerale.

$$\gamma_v = \frac{\gamma_s + \varepsilon\gamma_a}{l + \varepsilon}.$$

Astfel presiunea totală normală la adîncimea h va fi dată de greutatea coloanei de nisip, adică:

$$\sigma_t = \gamma_v h = \frac{\gamma_s + \varepsilon\gamma_a}{l + \varepsilon} \cdot h.$$

La aceeași adîncime, presiunea efectivă σ_r va fi dată de greutatea particulelor solide, adică

$$\sigma_r = \frac{\gamma_s}{l + \varepsilon} h.$$

Ținînd seama de subpresiunea apei (nisipul fiind saturat cu apă) se obține:

$$\sigma_r' = \frac{\gamma_s - \gamma_a}{l + \varepsilon} h$$

Rezultă deci că presiunea neutră va fi:

$$\sigma_n = \sigma_t - \sigma_r' = \gamma_a \cdot h.$$

Dacă în interiorul masei de nisip are loc o circulație de apă în sens ascendent, cu un gradient hidraulic, presiunea hidrodinamică a curentului fiind $\gamma_a = i$, presiunea neutră va crește devenind:

$$\sigma_n' = (1 + i)\gamma_a h.$$

Astfel presiunea efectivă, ținînd seama de efectul hidrodinamic al apei de infiltrație va fi

$$\sigma_r'' = \sigma_t - \sigma_n' = \frac{\gamma_s + \varepsilon\gamma_a}{1 + \varepsilon} h - (1 + i)\gamma_a h$$

sau

$$\sigma_r'' = \frac{\gamma_s - \gamma_a}{1 + \varepsilon} - \gamma_a i.$$

Relația de mai sus permite să se afirme că pentru o anumită valoare a gradientului hidraulic, denumită gradient critic și egală cu :

$$i_{cr} = \frac{\frac{\gamma_s}{\gamma_a} - 1}{1 + \varepsilon}$$

presiunea efectivă σ_r'' devine zero și deci nisipul trece în stare de curgere.

Admițînd pentru $\gamma_s = 2{,}65$ g/cm^3

$$\gamma_a = 1$$

$$i_{cr} = \frac{1{,}65}{1 + \varepsilon}$$

cum ε pentru nisipuri variază între 0,35—0,9 rezultă

$$i_{cr} = 1{,}21 - 0{,}87$$

$$i_{cr} \cong 1.$$

Rezultă deci că ori de cîte ori prin lucrările miniere se atinge un strat de nisip prin care are loc circulația unui curent acvifer cu un gradient mai mare decît gradientul critic, acesta se va manifesta ca un nisip curgător (borchiș) și va începe să curgă în interiorul lucrării miniere. Curgerea avînd un caracter turbulent, particulele de nisip curg împreună cu apa din pori, fiind antrenate de aceasta.

Trebuie menționat că relațiile de mai sus au fost deduse în ipoteza unui curent vertical ascendent. Această ipoteză este valabilă numai în cazul formațiunilor din culcuș, sau cele care sînt interceptate cu vatra lucrării miniere. In cazul formațiunilor din acoperiș, cînd direcția curgerii nu mai este verticală ascendentă, manifestarea acestor nisipuri ca borchișuri se poate produce chiar la gradienți mai mici, care vor varia după modul de deschidere a acestor strate prin escavațiile subterane.

Explicația trecerii nisipurilor în stare de curgere prin așa numita „trecere instantanee în stare de curgere" a fost dată de prof. N. M. Gherseranov.

În cazul cînd datorită unor cauze exterioare, structura unui nisip saturat cu apă este modificată, trecînd de la o stare afînată la una mai densă, deoarece apa care saturează porii nu se poate evacua imediat, tulburarea structurii are drept urmare că întreaga sarcină care era transmisă granulelor de nisip, este preluată de apă sub formă de presiune neutră. Presiunea efectivă anulîndu-se, rezistența la forfecare devenind nulă, se produce trecerea în fază curgătoare a nisipului.

Din cele expuse mai sus rezultă că pentru condițiile miniere, cele mai periculoase sînt borchișurile formate prin „trecerea în stare de curgere prin infiltrație", deoarece în acest caz întreaga masă de nisip prin care are loc curgerea cu un gradient hidraulic egal sau mai mare decît cel critic, devine curgătoare și se menține ca atare pînă cînd gradientul scade, devenind mai mic decît cel critic.

In ce privește cel de al doilea caz „trecerea instantanee în stare de curgere" nu se poate produce simultan în toată masa nisipului decît numai în cazul unei acțiuni dinamice asupra întregii mase (cutremure puternice, etc). Acest fel de manifestare a borchișurilor nu poate apare decît local și nu poate duce la trecerea concomitentă a întregii mase în stare de curgere.

Pe baza celor expuse mai sus, borchișul se poate defini ca **o stare de manifestare a nisipurilor acvifere saturate cu apă, în care circulația apei are loc la un gradient hidraulic egal sau mai mare decît cel critic.** De asemenea în unele cazuri borchișul poate fi definit ca **o stare de manifestare a nisipurilor acvifere, în care datorită unor cauze exterioare (surpări, lunecări) s-a produs modificarea structurii,** care poate conduce la trecerea în stare de curgere a nisipului acvifer.

Considerentele de mai sus sînt confirmate și de observațiile efectuate pe teren. Cu ocazia traversării formațiilor de nisipuri acvifere cu lucrări miniere, s-a încercat asecarea prealabilă a formațiunii acvifere, printr-o serie de galerii de drenaj executate în jurul lucrării miniere respective. Rezultatele obținute au fost însă cu totul contrarii așteptărilor, gradientul hidraulic realizat a depășit cu mult pe cel critic, producînd o trecere în stare de curgere (borchiș) a nisipului acvifer, avînd drept rezultat inundarea lucrărilor și surpări de mare volum în jurul lor. Inainte de executarea galeriilor de drenaj, formațiunea acviferă interceptată se prezenta ca un nisip umed, tasat, fără tendință de curgere, trecerea lui în fază fluidă fiind deci provocată de creșterea gradientului hidraulic peste cel critic, conform celor arătate mai sus.

* * *

Pentru a se stabili parametrii de proiectare a metodei de traversare sau de asecare a formațiunilor de nisipuri acvifere, începînd cu anul 1954 s-a trecut la studiul sistematic al caracteristicilor fizico-mecanice ale acestor formațiuni.

Studiile au fost efectuate de către Institutul de cercetări carbonifere în colaborare cu Institutul de Mecanică aplicată al Academiei R.P.R. (Colectivul Geotehnic) asupra unui număr de probe recoltate de la exploatările Șotînga, Mărgineanca, Caransebeș și Filipeștii de Pădure. Aceste exploatări reprezintă cazurile cele mai tipice și în același timp sînt exploatările la care prezența acestor formațiuni a produs cele mai mari dificultăți.

Caracteristicile fizico-mecanice care au fost determinate, pentru a prezenta stabilirea tuturor parametrilor de proiectare s-au rezumat la :

1. Analiza granulometrică, determinînd:
   - — conținutul în particule de argilă : $d < 0{,}006$ mm;
   - — diametrul corespunzător proporției de 60% : d_{60};
   - — diametrul corespunzător proporției de 10% : d_{10};
   - — gradul de neuniformitate V;
2. Greutate specifică γ;
3. Greutate volumetrică γ_a:
   - — în stare afînată;
   - — în stare îndesată;
4. Umiditatea moleculară maximă;
5. Porozitatea:
   - — în stare afînată;
   - — în stare îndesată;
6. Coeficientul de permeabilitate (infiltrație):
   - — în stare afînată;
   - — în stare îndesată;
7. Umiditatea naturală;
8. Umiditatea higroscopică;
9. Compoziție mineralogică.

In tabela 1 sînt date caracteristicile borchișurilor analizate de la exploatările Mărgineanca (între stratul I și II), Șotînga (formațiunea din acoperișul stratului de cărbune) Filipeștii de Pădure (culcușul str. V și culcușul stratului I), Caransebeș (str. I de nisip acvifer din culcuș).

Analiza datelor din această tabelă permite sublinierea anumitor aspecte caracteristice acestor formațiuni.

Tabela 1

Caracteristicile medii ale probelor de nisipuri curgătoare (borchişuri)

Exploatarea	Compoziţia granulometrică μ					Coef. de permeabilitate 10^{-4}			Grad. de îndesare		Umiditate	
	200	200-50	50-5	5-2	2	K_{max}	K_{min}	K_{med}	max	med	med	max
Filipeştii de Pădure, mina Palanga	16- 0	64-57	14-23	2-11	4- 9	0,17-3,2	0,97-3,7	0,45-12,2	50-66	85-52	6,65	15-31
Filipeştii de Pădure, mina Roşioara	7- 0	80-39	9-44	2-10	2- 7	0,41-3,8	12,9-29,9	3,7-25,3	55-64	48-49	7,75	
Mărgineanca	13- 0	65-27	12-50	6-11	4-12	0,25-4,6	1,3-21,7	0,78-12,7	52-70	34-52	9,92	15,82
Şotînga	35-10	42-67	15-14	4-7	4-12	1,6	6,7	4,2	45	62	9,55	12,96
Caransebeş	71-91	3-17	—	—	—	—	8,75-46,5	—	—	—	—	—

Pentru moment, numărul redus de tipuri studiate, nu permite să se tragă concluzii cu caracter definitiv asupra lor.

1. *Compoziţia granulometrică.* Conţinutul de fracţiuni principale granulometrice este cuprins între limitele (fig. 1) :

nisip : 40—76% (tot materialul fiind sub 0,25 mm) ;
praf : 17—45% ;
argilă : 5—20%.

Rezultă că din punct de vedere al compoziţiei granulometrice, avem de a face cu nisipuri fine-prăfoase, uneori cu un conţinut apreciabil de argilă.

Conţinutul de particule de argilă rămîne între limite destul de largi de la o mină la alta, putînd constitui caracteristica principală a formaţiunii respective. Astfel, pe cînd conţinutul de argilă al nisipului acvifer dintre stratul I şi II la mina Mărgineanca I, variază între 5—11%, la mina Mărgineanca IV variaţia este între limitele 15—24%. La Filipeştii de Pădure formaţiunea acviferă din culcuşul str. V interceptată în sectorul minei Palanga are un conţinut în argilă variind între 7—20%, pe cînd aceeaşi formaţiune interceptată în sectorul minei Roşioara are un conţinut variind între 5—10%.

O altă caracteristică generală a acestor nisipuri o formează gradul mare de neuniformitate a lor, grad variind între limitele 40—85 pentru formaţiunile de la Mărgineanca şi 5—85 pentru cele de la Filipeştii de Pădure.

Diametrul corespunzător fracţiunii de 60% (d_{60}) este în medie de 0,098 mm la mina Mărgineanca I, de 0,061 mm pentru mina Mărgineanca IV şi de 0,10 mm pentru nisipurile de la Filipeştii de Pădure d_{10} nu depăşeşte în medie valoarea de 0,002 mm pentru nici una din formaţiunile analizate.

2. *Greutatea specifică* γ Greutatea specifică a nisipurilor analizate variază între limite destul de strînse 2,65—2,75 t/m^3 corespunzător în general conţinutului ridicat în particule de cuarţ.

3. *Greutatea volumetrică* γ_a Greutatea volumetrică variază de asemenea între limite destul de strînse 1,37—1,41 t/m^3 pentru nisipurile de la Mărgineanca în stare îndesată, respectiv 0,9—1,04 t/m^3 în stare afînată, iar pentru Filipeştii de Pădure : 1,35—1,55 t/m^3, respectiv 0,95—1,21 t/m^3.

4. *Umiditatea moleculară maximă.* Aceasta este cuprinsă între 6,61—15,82%, variind între 9,92—11,95% pentru mina Mărgineanca I şi 12,78—15,82%, pentru mina Mărgineanca IV, creşterea respectivă se explică prin mărirea conţinutului de argilă (7,7% la mina Mărgineanca I şi 15,4% la mina Mărgineanca IV). Umiditatea moleculară a nisipurilor de la Filipeştii de Pădure variază între 6,61—15,31%.

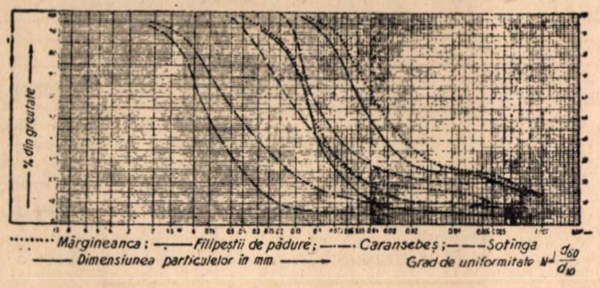


Fig. 1.

Este de remarcat că la probele de nisipuri luate din zone apropiate, deci la care se poate presupune o compoziţie mineralogică apropiată, umiditatea moleculară maximă creşte cu conţinutul în argilă.

5. *Porozitatea.* Porozitatea variază între limite destul de strînse ; cea minimă între 0,44—0,52, iar cea maximă între 0,58—0,65, capacitatea de îndesare, exprimată prin diferenţa între porozitatea maximă şi minimă, este între 0,13—0,20.

Este de remarcat că aceşti indici trebuie priviţi numai ca nişte caracteristici convenţionale. In condiţiile de zăcămînt natural se poate întîmpla ca nisipul să se găsească într-o stare mai îndesată decît se poate realiza prin metodele de îndesare aplicate curent în laborator, în vederea determinării acestor indici. De aceea apare ca foarte necesar să se treacă la determinări pe teren a stării de îndesare în strat a acestor formaţiuni.

6. *Coeficienţii de permeabilitate.* O caracteristică foarte importantă a formaţiunilor de nisipuri acvifere o reprezintă coeficientul de permeabilitate. La tipurile

de borchișuri examinate, valoarea coeficientului de permeabilitate în stare îndesată, variază între 0,25—4,6 10^{-4} cm/s pentru nisipurile de la Mărgineanca, respectiv între 0,16—8,55 10^{-4} cm/s pentru nisipurile de la Filipeștii de Pădure.

Examinarea coeficienților de permeabilitate ne permite să facem unele aprecieri asupra posibilității de aplicare a diverselor metode de consolidare, metode aplicate pentru traversarea acestor formațiuni prin lucrări miniere. Dacă ținem seama de faptul că silicatizarea cu două soluții se aplică nisipurilor cu coeficienți de permeabilitate mai mari de 2 m/zi sau circa 2,3—10^{-3} cm/s, silicatizarea cu o singură soluție mixtă în nisipuri cu coeficientul de permeabilitate mai mare de 0,5 m/zi sau circa 6,10^{-4} cm/s, rezultă că silicatizarea prin presiune nu se poate aplica în cazul nisipurilor acvifere din formațiunile de lignit de la Filipeștii de Pădure și Mărgineanca.

Analizînd posibilitățile de drenare (asecare) a nisipurilor acvifere respective se constată următoarele:

Asecarea (drenarea) nisipurilor acvifere cu ajutorul filtrelor obișnuite este posibilă în cazul cînd conținutul în particule de argilă nu depășește 15—20%. In cazul unui conținut mai ridicat, filtrarea apei prin aceste formațiuni este prea redusă, pentru ca filtrele simple să dea rezultate mulțumitoare (raza de acțiune este redusă la cîțiva metri). Mărirea eficacității filtrelor în asemenea cazuri se obține, prin aplicarea vacuumării, obținînd rezultate și în cazul nisipurilor cu un coeficient de permeabilitate pînă la 10^{-5}—10^{-6} cm/s.

Asecarea formațiunilor cu un coeficient de permeabilitate mai redus se poate obține prin aplicarea drenării electroosmotice (rezultatele favorabile au fost obținute pentru roci pînă la 10^{-8} cm/s coeficient de permeabilitate).

Din cele de mai sus rezultă, ținînd seama de caracteristicile indicate, că asecarea (drenarea) formațiunilor de nisipuri acvifere din cadrul exploatărilor noastre de lignit, se va putea obține cu rezultate favorabile numai aplicînd filtre vacuum și eventual combinate cu drenarea electroosmotică.

7. *Umiditatea naturală.* Valoarea umidității naturale variază între 16—18 — 22,38%.

8. *Umiditatea higroscopică.* Umiditatea higroscopică a borchișurilor analizate variază între 0,48—2,76%.

9. *Compoziția mineralogică.* Analizele compoziției mineralogice a borchișurilor au fost efectuate în cadrul laboratorului de mineralogie al întreprinderii „Prospecțiuni" a Comitetului Geologic, obținîndu-se rezultatele din tabela 2.

Elementele componente predominante sînt constituite din: cuarț, calcit și diverși silicați.

Cuarțul apare sub formă de granule de dimensiuni 0,08—0,15 mm cu forme neregulate, angulare sau subangulare, incolore fie lipsite de incluziuni fie cu incluziuni de actinot sau bule de aer.

Calcitul apare frecvent sub formă de cristale cu conture angulare, subangulare incolore și cu birefrigerență ridicată. Dimensiunile variază în limite destul de mari de la 0,02—0,20 mm.

Dintre silicați apare predominant muscovitul sub formă de foițe bazale, colorate în verde, epidotul, zoizitul plagioclazul, muscovitul etc.

Ca minereu apare fie magnetită în mod sporadic, fie oxizi de fier în diferite stadii de hidratare.

Materialul argilos este întîlnit în cantități destul de mari, fie ca o peliculă care acoperă porțiuni de minerale componente, fie ca îngrămădiri de substanțe caolinoase, uneori chiar amorfe.

Tabela 2

Compoziția mineralogică

Exploatarea	Cuarț, %	Minerale opace, %	Mică, %	Calcit, %	Granati, %	Feldspat %	Cărbune %
Filipeștii de Pădure	78 — 82	2 — 3	9 — 11	3	3	3	2 — 3
Mărgineanca	82	2 — 3	5 — 6	3 — 4	2	2	
Șotînga — Puț . . .	80	3	11	5	—	—	

Tabela 3

Locul	Nr. de probe	W %	γ	n %	Observații
Galeria de ocol mina „Roșioara" — vatră	2	22,1	1,90	42,3	Probe neturburate
Galeria de ocol mina „Roșioara" mijlocul front	1	12,4	1,93	36,5	Probe neturburate
Galeria de ocol mina „Roșioara" — tavan	2	12,1	1,72	43,0	Probe neturburate
Transversala, mina „Roșioara" — est	3	7,63	1,75	39,5	Probe neturburate
Mina „Roșioara" spre puțul de extracție	2	32,5	1,83	48,6	Probe turburate
Mina „Roșioara" spre puțul de extracție	2	23,02	1.79	45,8	Probe turburate

10. *Caracteristici electroosmotice.* Caracteristicile electroosmotice au fost stabilite pe un număr redus de probe (Mărgineanca). Coeficientul de permeabilitate

electroosmotică variază între 1,52—2,46.10^{-5} cm/s.

★

Probele analizate au fost toate probe turburate, fiind recoltate din locurile de muncă unde formaţiunea de nisip a fost deranjată. Pînă în prezent nu s-a reuşit găsirea unei metode care să permită luarea probelor neturburate. Pentru a stabili însă caracteristicile fizico-mecanice ale formaţiunii în condiţiile naturale de zăcămînt s-au prelevat şi analizat o serie de probe neturburate din zone deasupra nivelului hidrostatic, în care nisipul apare uscat obţinînd rezultatele indicate în tabela 3 (fig. 2 *a* şi *b*).

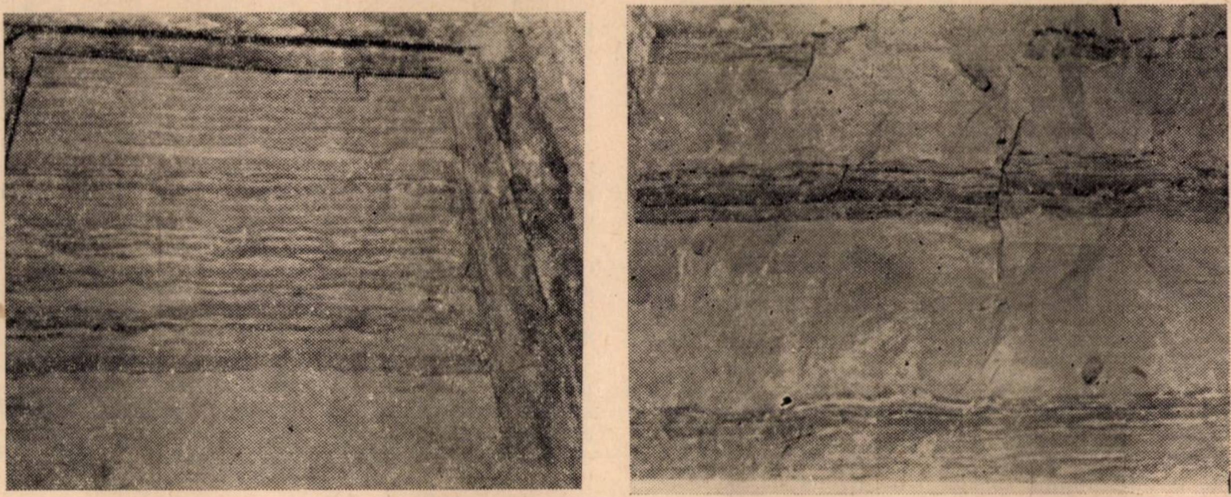


Fig. 2. Formaţiune de nisip aflat deasupra nivelului hidrostatic.

Din analiza acestei tabele, se poate constata că în general caracteristicile probelor neturburate, sînt foarte apropiate de acelea determinate pe probe turburate. Acest fapt permite să se tragă concluzia că încercările de laborator sau pilot efectuate pe probe turburate pot fi destul de concludente, spre a putea fi extrapolate şi pentru condiţiunile naturale de zăcămînt.

Numărul insuficient de probe analizate, care nu cuprind toate formaţiunile de nisipuri acvifere din bazinele sus amintite (Filipeşti, Doiceşti) nu permite ca să se tragă concluzii definitive asupra caracteristicilor fizico-mecanice ale acestor borchişuri.

Pe baza datelor obţinute pînă în prezent se poate trece la proiectarea şi executarea lucrărilor de cercetare atît în ceea ce priveşte metodele de traversare cît şi cele de asecare. Rezultatele de pînă acum permit precizarea metodelor ce pot fi luate în considerare pentru lucrările experimentale, urmînd ca alegerea definitivă a lor să fie determinată, pe baza rezultatelor cercetărilor.

Susţinerea galeriilor subterane cu prefabricate din beton, tip S.B.I.*)

Ing. **Dan Ionescu**
din Ministerul Minelor

Dezvoltarea continuă a industriei carbonifere în R.P.R. din ultimul timp a dus la o creştere considerabilă a consumului de material lemnos necesar susţinerii lucrărilor subterane.

Pentru reducerea acestui consum de material lemnos care a devenit foarte important pentru economia naţională, potrivit H.C.M. 1097/954, şi altor dispoziţiuni în vigoare, Direcţiunea Tehnică din Ministerul Minelor, a iniţiat în anul 1955, un concurs în cadrul activităţii de invenţii şi inovaţii, cu subiectul „Inlocuirea armăturilor de lemn în galerii, cu prefabricate din beton, sau beton armat (inclusiv bandajarea), fără a se utiliza armături provizorii din lemn".

In cadrul acestui concurs, s-au prezentat mai multe propuneri, din care voi trata aci numai una singură şi anume: susţinerile tip S.B.I., din punct de vedere constructiv — proiectare şi execuţie — arătînd modul de calcul utilizat, precum şi avantajele ce se realizează prin aceste tipuri.

Pentru aceasta voi începe prin a descrie care sînt variantele tipului propus şi ale principiului de susţinere.

Acest tip de susţinere se compune din următoarele trei variante:

A. Susţinerea cu profil circular.
B. Susţinerea cu profil poligonal.
C. Susţinerea cu profil trapezoidal.

Ele se bazează pe examinarea mai profundă a formei geometrice optime pentru profilul galeriilor cu susţinere din prefabricate de beton rezultînd că aceasta nu se poate limita la o singură formă geometrică, ea fiind determinată de:

— proprietăţile fizice şi mecanice ale rocilor în care se execută galeria;

— scopul pe care-l va servi galeria;

---

*) S.B.I. — Ing. H. Schmidt, ing. A. Beraru şi ing. D. Ionescu, numele autorilor acestor tipuri de prefabricate.

— durata de funcționare preconizată, precum și

— costul admisibil al susținerii.

Propunerea se extinde asupra susținerii galeriilor orizontale, sau înclinate, sub un unghi maxim de 35° gabaritele avute în vedere fiind corespunzătoare N.T.S.-ului pentru un transport simplu sau dublu, cu locomotive.

Susținerile propuse au fost studiate sub forma de susținere închisă, ce se execută în roci moi și cu tendință de umflare, putînd fi folosite și sub forma de susținere deschisă — prin renunțare la susținerea vetrei — atunci cînd se prevede a fi întrebuințate la lucrări săpate în roci mai rezistente.

Se vor analiza deci în cele ce urmează numai susținerile în profil închis, celelalte fiind o aplicare a primelor.

Principiul de susținere a variantelor propuse este următorul :

A. Susținerea cu profil circular

Susținerea galeriilor cu profil circular se face prin inele formate din bolțari de beton, sub care în vatra galeriei se așază arce din beton armat. Un astfel de inel, este deci format după cum se vede în fig. 1, dintr-un sector circular, cu o deschidere ce variază în funcție de felul transportului — simplu sau dublu, compus din bolțari de beton și din vatra profilului, un arc din beton armat, care completează sectorul circular pînă la închiderea totală a inelului susținerii.

Aceste inele de susținere au o lățime și grosime de 250 mm, pentru profilul simplu și o grosime de 300 mm pentru profilul dublu.

Pentru asigurarea stabilității transversale a acestor inele de susținere, precum și pentru împiedicarea dizlocării bolțarilor sau torsionării lor, ce poate interveni în cazul unei presiuni neuniforme, sau excentrice, exercitată de rocă asupra susținerii, este necesară o legătură între bolțarii de beton ce formează sectorul circular de deasupra vetrei și a vetrei din beton armat însăși cu acești bolțari, ce se poate realiza în două moduri :

— cu ajutorul unui cablu de oțel cu diametrul de 20 mm care este trecut pe sub arcul vetrei și apoi prin golurile lăsate în bolțarii de beton, la mijlocul suprafețelor de contact (fig. 2), sau

— cu ajutorul unor perechi de dornuri metalice cu diametrul de 20 mm ce se introduc între bolțari în golurile lăsate în acest scop (fig. 1 și 3).

In ambele soluții, aceste goluri sînt lăsate atît în bolțarii de beton, cît și în nașterile arcului din vatră, pentru realizarea unei legături între bolțari și arcul din vatră.

In prima soluție de legătură între bolțari, cele două capete ale cablului sînt prinse, după ce au fost trecute prin fiecare bloc al semicercului respectiv, cu ajutorul unor cleme în dreptul bolțarului din axa verticală de simetrie a profilului (cheia bolții).

Pentru închiderea inelului circular al susținerii format din ansamblul — bolțari și arcul din vatră — este necesar ca bolțarul de la cheia bolții sectorului circular să fie executat de o formă specială, deosebită de a celorlalți bolțari, pentru a permite montarea lui, ținînd seama de prinderea cablului în prima soluție, sau de perechile de dornuri, în a doua soluție.

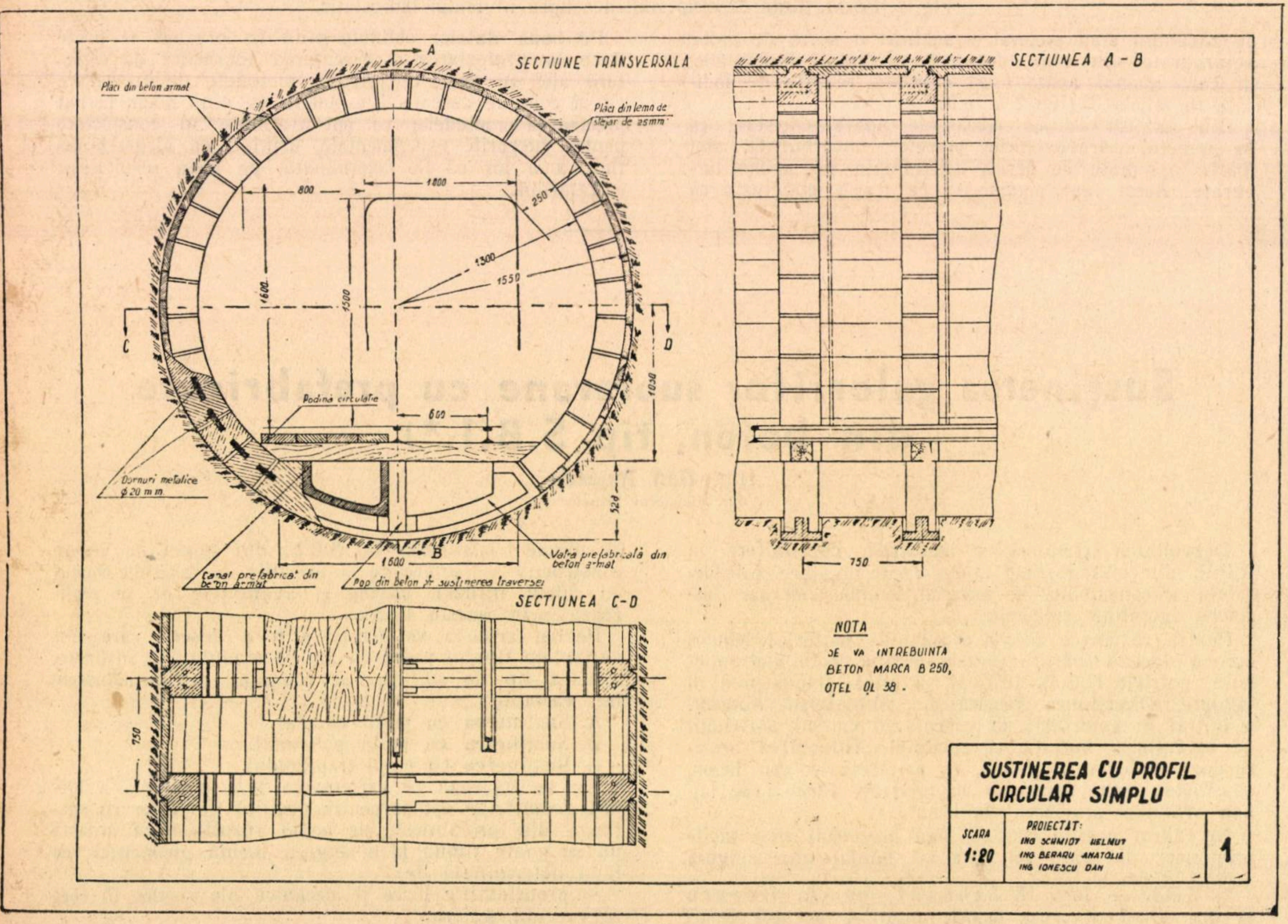

SECTIUNE TRANSVERSALA
A
Plăci din beton armat
Plăci din lemn de slejar de 25mm
800
1800
250
1300
1550
1600
1500
C
D
1030
Podină circulație
600
Dornuri metalice ϕ 20 mm
520
B
1600
Vatră prefabricată din beton armat
Canal prefabricat din beton armat
Pop din beton pt susținerea traversei
SECTIUNEA A - B
750
SECTIUNEA C-D
750
NOTA
SE VA INTREBUINTA BETON MARCA B 250, OTEL OL 38 -
SUSTINEREA CU PROFIL CIRCULAR SIMPLU
SCARA 1:20
PROIECTAT:
ING SCHMIDT HELMUT
ING BERARU ANATOLIE
ING IONESCU DAN
1

Fig. 1.

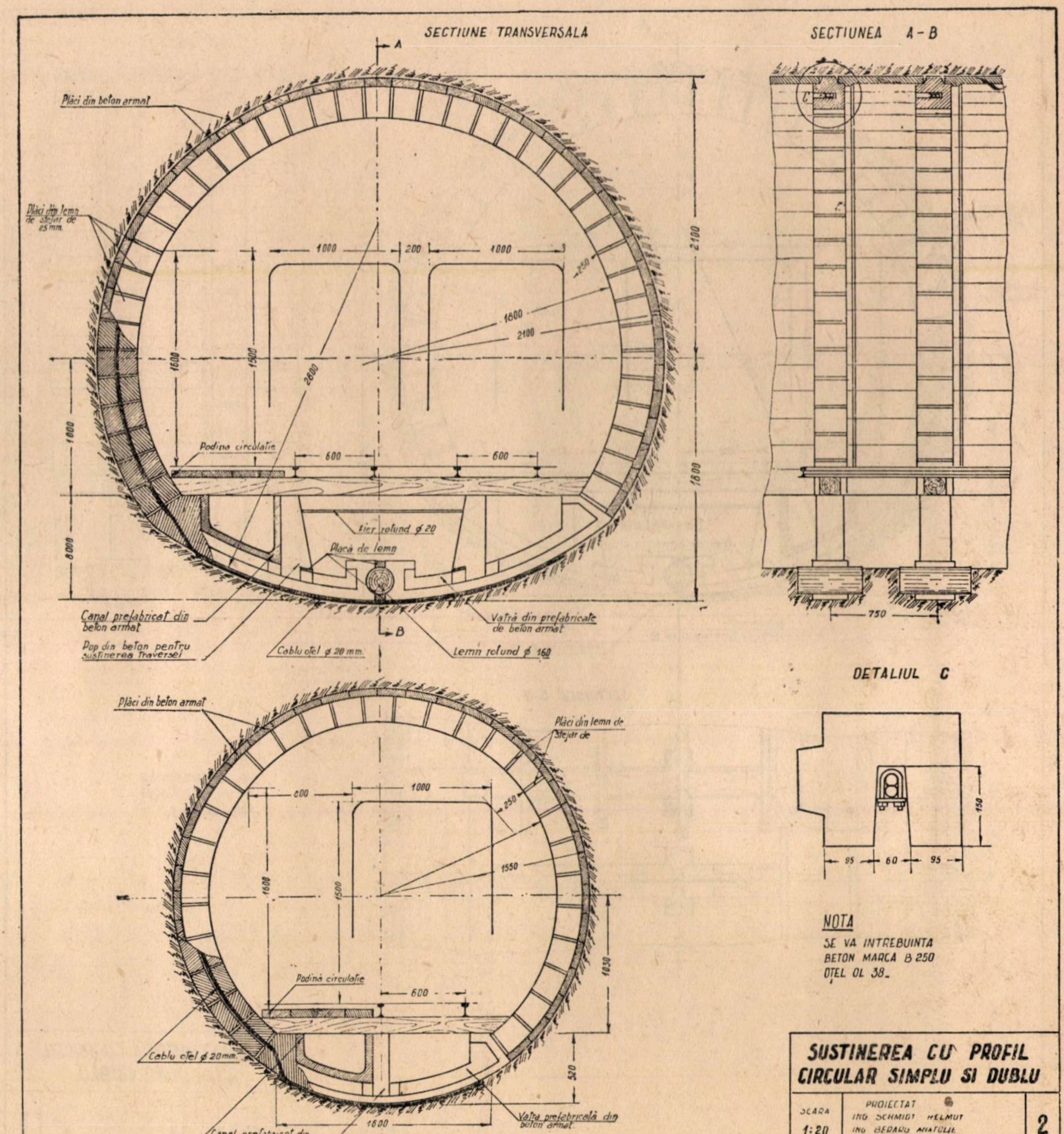

SECTIUNE TRANSVERSALA
SECTIUNEA A-B
A
B
Plăci din beton armat
Plăci din lemn de stejar de 25 mm.
1000
200
1000
250
1600
2100
2600
1600
1500
1800
8000
1800
2100
Podina circulatie
600
600
Fier rotund ⌀ 20
Placă de lemn
Canal prefabricat din beton armat
Pop din beton pentru susținerea traversei
Cablu oțel ⌀ 20 mm.
Lemn rotund ⌀ 160
Vatră din prefabricate de beton armat
C
750
DETALIUL C
150
95
60
95
Plăci din lemn de stejar de
600
1000
250
1550
1600
1500
1030
Podină circulație
600
Cablu oțel ⌀ 20mm.
520
1600
Canal prefabricat din beton armat
Pop din beton pt. susținerea traversei
Vatră prefabricată din beton armat
NOTA
SE VA INTREBUINTA
BETON MARCA B 250
OTEL OL 38.
SUSTINEREA CU PROFIL CIRCULAR SIMPLU SI DUBLU
SCARA
1:20
PROIECTAT
ING SCHMIDT HELMUT
ING BERARU ANATOLIE
ING IONESCU DAN
2

Fig. 2.

In vederea obținerii unei susțineri elastice, între bolțarii de beton, cît și între bolțari și arcul din vatră, se pun plăci de lemn de stejar de 25 mm grosime, avînd forma identică cu aceea a feței bolțarului de beton pe care se așază.

Pasul inelelor, în susținerea galeriilor, poate varia de la 0 la 0,75 m, în funcție de rezistența rocilor înconjurătoare. La alegerea acestei distanțe, va trebui să se țină seama de poza liniei ferate, potrivindu-se astfel, încît traversele de cale ferată să fie așezate pe arcele din beton armat ale vetrei.

Intre aceste inele de beton, se așază căptușeala susținerii, constituită din plăci de beton armat. Aceste plăci sînt așezate pe partea exterioară a inelelor, ale căror blocuri, pe această parte, sînt prevăzute cu praguri, care asigură în acest mod o rigidizare a inelelor în sens longitudinal.

Canalul pentru evacuarea apelor din mină este executat de asemenea din elemente prefabricate din beton armat, avînd lungimi corespunzătoare pasului inelelor, deoarece îmbinarea lor se face pe arcele din vatră. Forma secțiunii canalului, este conformă cerințelor hidraulice. Ele sînt susținute de arcele din vatră,

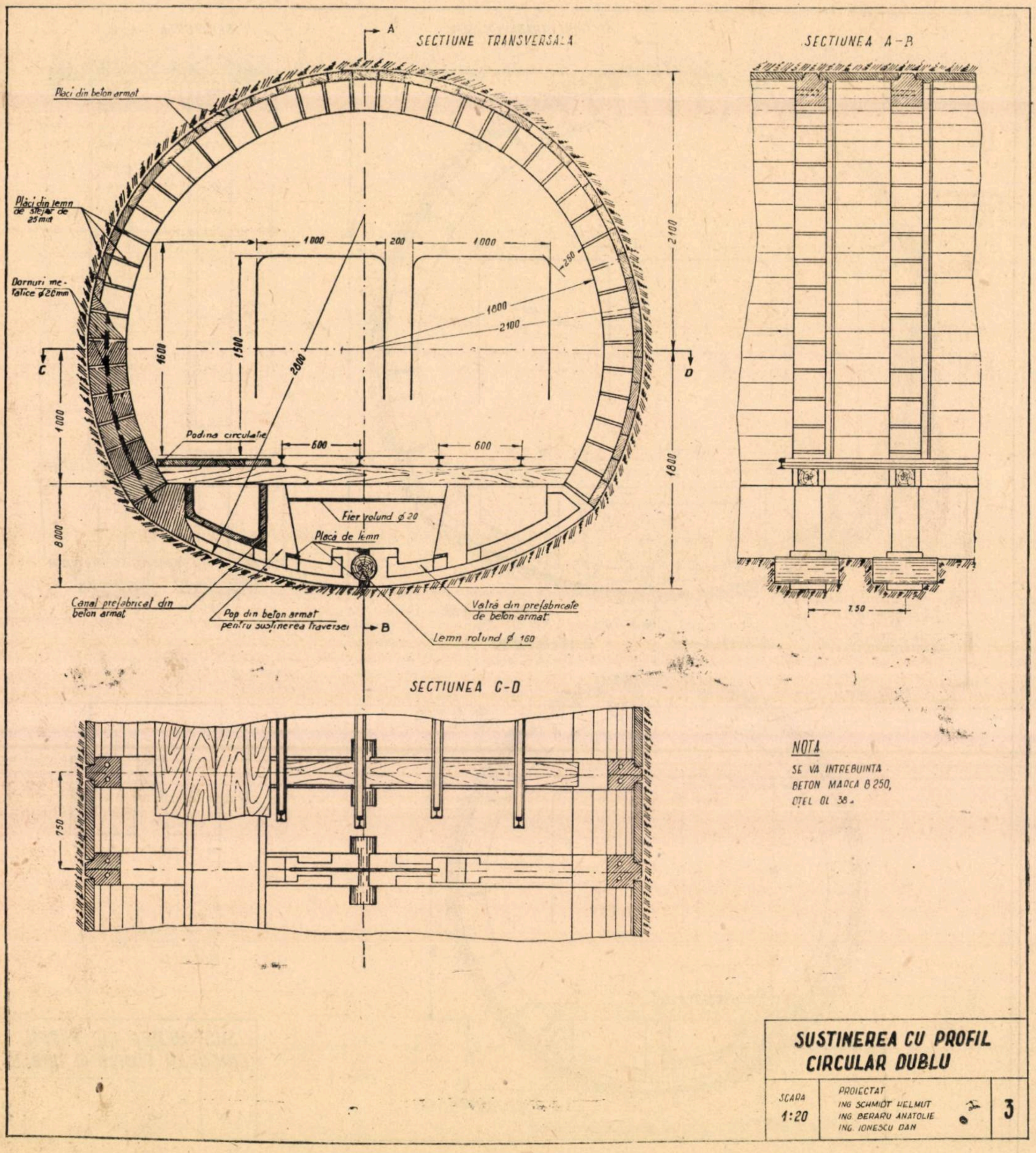

SECTIUNE TRANSVERSALA
SECTIUNEA A-B
SECTIUNEA C-D
A
B
C
D
Placi din beton armat
Plăci din lemn de stejar de 25 mm
Dornuri metalice ø 20 mm
Podina circulatie
Fier rotund ø 20
Placă de lemn
Canal prefabricat din beton armat
Pop din beton armat pentru susținerea traversei
Vatră din prefabricate de beton armat
Lemn rotund ø 160
1000
200
1000
250
1800
2100
2800
1600
1500
1000
8000
600
600
2100
1800
750
750
NOTA
SE VA INTREBUINTA BETON MARCA B 250, OȚEL OL 38.
SUSTINEREA CU PROFIL CIRCULAR DUBLU
SCARA 1:20
PROIECTAT
ING. SCHMIDT HELMUT
ING. BERARU ANATOLIE
ING. IONESCU DAN
3

Fig. 3.

care au o formă corespunzătoare și de o piesă verticală „pop", care susține în același timp și traversa de cale ferată, pentru reducerea deschiderii acesteia. Imbinările acestor canale, se pot etanșa prin aplicarea de bitum cald de-a lungul rostului dintre două tronsoane.

Traversele de cale ferată, cît și podina de circulație, sînt prevăzute a se executa din lemn, de dimensiuni corespunzătoare.

In cazul profilului dublu, arcul din vatră se compune din două bucăți identice, articulate elastic la mijlocul deschiderii, după cum se vede în fig. 3 cu ajutorul unei piese din lemn rotund de stejar, avînd diametrul de 160 mm.

B. Susținerea în profil poligonal

Metoda de susținere a galeriilor cu profil poligonal constă în executarea unor cadre de formă poligonală, din elemente prefabricate din beton armat, avînd la bază un arc prefabricat, tot din beton armat.

Cadrul de susținere ce se montează peste arcul din vatră, este un poligon articulat cu șase laturi de lungimi egale. Numărul articulațiilor este de 7, adică o articulație la fiecare vîrf al poligonului și la punctele de reazem ale cadrului poligonului pe arcul din vatră.

Aceste articulații, sînt realizate prin intercalarea între elementele poligonului — prevăzute anume la capete cu segmente de cerc — a unor bucăți de lemn rotund de gorun cu diametrul de 160 mm. Pentru realizarea articulațiilor între cadrul poligonului și arcul din vatră, s-au prevăzut locașurile corespunzătoare la nașterile arcului, care permit introducerea între cele două piese a lemnului rotund de gorun, de dimensiunile celui de la celelalte articulații, după cum se vede în fig. 4 și 5.

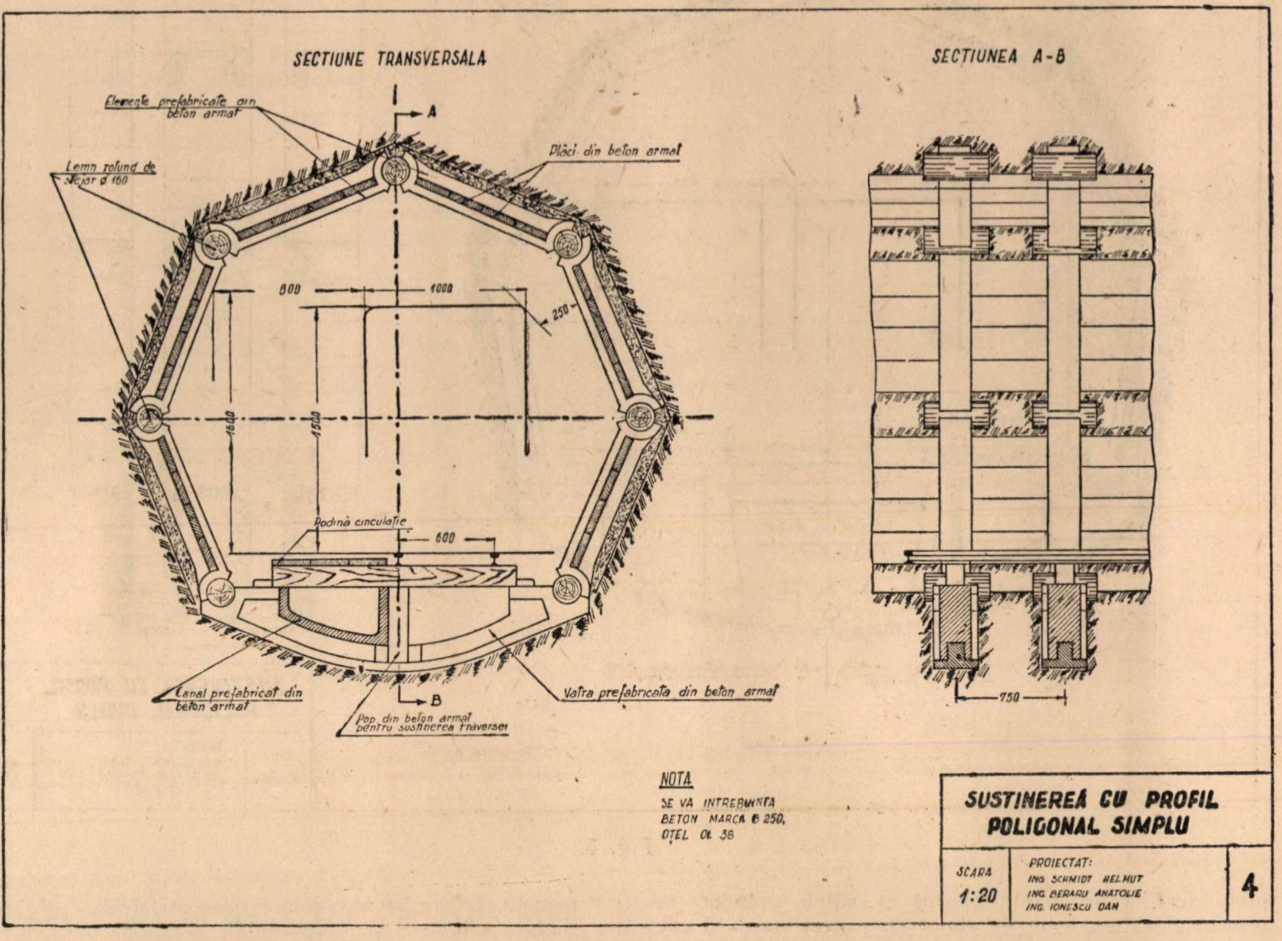

SECTIUNE TRANSVERSALA
Elemente prefabricate din beton armat
Lemn rotund de stejar d 160
Plăci din beton armat
A
800
1000
250
1600
1500
Podină circulatie
600
Canal prefabricat din beton armat
B
Pop din beton armat pentru susținerea traversei
Vatra prefabricata din beton armat
SECTIUNEA A-B
750
NOTA
SE VA INTREBUINTA BETON MARCA B 250, OȚEL OL 38
SUSTINEREA CU PROFIL POLIGONAL SIMPLU
SCARA 1:20
PROIECTAT:
ING. SCHMIDT HELMUT
ING. BERARU ANATOLIE
ING. IONESCU DAN
4

Fig. 4.

In felul acesta se realizează o îmbinare elastică a elementelor componente ale susținerii, care sînt astfel dispuse, încît este evitată posibilitatea unei rezemări directe între piesele de beton armat.

Pasul cadrelor acestei susțineri, variază de asemenea între 0 și 0,75 m, în funcție de rezistența rocilor în care se execută lucrarea.

La proiectarea cadrului s-a avut în vedere ca un vîrf al poligonului, să fie orientat pe direcția superioară a axei verticale de simetrie a profilului, ceea ce asigură o rezistență sporită împotriva presiunilor din tavan.

Forma și dimensiunile arcului din vatră sînt aceleași cu ale celui de la susținerea precedentă, cu deosebirea articulațiilor prevăzute la nașteri, așa cum s-a arătat mai sus.

Canalul pentru evacuarea apelor constă din elemente prefabricate în formă de jgheab din beton armat care se montează pe arcele din vatră ale cadrelor poligonale, etanșarea rosturilor putîndu-se face de asemenea cu bitum cald.

Pentru sprijinirea canalului și susținerea traverselor de cale ferată s-au prevăzut piese din beton armat denumite „pop" ce se montează pe arcul din beton armat din vatra profilului.

Căptușirea pereților se face cu plăci din beton armat de formă identică celor prevăzute la profilul circular, care se sprijină pe pragurile elementelor prefabricate ale cadrului poligonal, realizînd și rigidizarea longitudinală a galeriei.

C. Susținerea cu profil trapezoidal

Susținerea galeriilor cu profil trapezoidal, a fost studiată numai ca susținere deschisă, deoarece lățimea mare a bazei trapezului, care ar conduce la dimensiuni și greutăți de prefabricate importante, cît mai ales din cauza formei geometrice neregulate ce o prezintă profilul trapezoidal cu vatră săpată, fac ca acesta să nu reziste în bune condiții și în aceeași măsură, cum rezistă susținerile închise ale profilelor circular și poligonal.

Metoda de susținere studiată, constă, la ambele mărimi de galerii, dintr-un cadru trapezoidal compus din doi stîlpi și o grindă din beton armat.

Deoarece secțiunile stîlpului și grinzii sînt reduse, s-a prevăzut mărirea suprafeței de reazem cu ajutorul unor plăci din beton armat. Pe suprafața de reazem, între plăcile de beton armat s-au introdus plăci din lemn de stejar cu o grosime de 3 cm, pentru o rezemare elastică (fig. 6).

Secțiunea atît a grinzii cît și a stîlpilor, este în formă de „T" întors, inima avînd o supraînălțare la mijlocul deschiderii. Pe aripile acestei secțiuni se reazemă plăcile din beton armat ale căptuşelii profilului, care îndeplinesc şi rolul de strîngători.

Stîlpii cadrului, reazemă pe vatra profilului prin intermediul unor blocuri de fundaţie din beton simplu prefabricat. Intre aceste blocuri şi stîlpii cadrelor, se prevăd plăci din lemn de stejar cu o grosime de 3 cm.

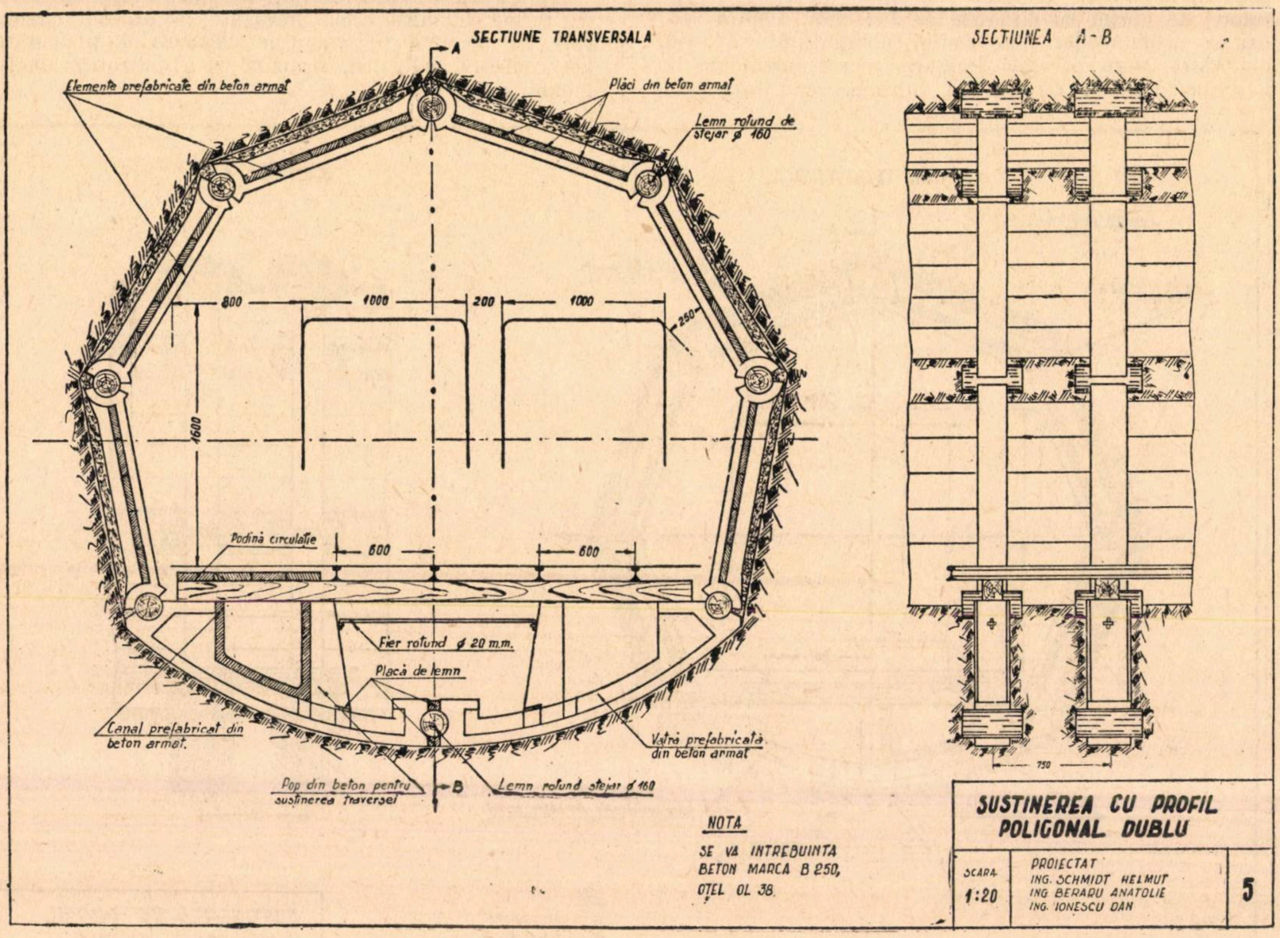

SECTIUNE TRANSVERSALA
A
Elemente prefabricate din beton armat
Plăci din beton armat
Lemn rotund de stejar ø 160
800
1000
200
1000
250
1600
Podină circulaţie
600
600
Fier rotund ø 20 m.m.
Placă de lemn
Canal prefabricat din beton armat.
Vatră prefabricată din beton armat
Pop din beton pentru susţinerea traversei
B
Lemn rotund stejar ø 160
SECTIUNEA A-B
750
NOTA
SE VA INTREBUINTA BETON MARCA B 250, OTEL OL 38.
SUSTINEREA CU PROFIL POLIGONAL DUBLU
SCARA 1:20
PROIECTAT
ING. SCHMIDT HELMUT
ING BERARU ANATOLIE
ING. IONESCU DAN
5

Fig. 5.

★

La susţinerea elementelor de rezistenţă, din beton armat prefabricate, ce au de susţinut galeriile subterane, s-au întîmpinat dificultăţi din două puncte de vedere şi anume :

1. Evaluarea solicitărilor la care sînt supuse piesele respective, după punerea lor în operă, nu se poate face cu exactitate, întrucît măsurile sînt greoaie şi afectate de erori, iar direcţia de acţionare a acestor forţe, este de asemenea foarte variată, fiind în funcţie de structura, compoziţia şi tectonica rocii respective.

2. Greutatea pieselor prefabricate este de asemenea un element important asupra căruia în cazul pieselor din beton armat nu se poate acţiona cu uşurinţă la dimensionare, greutatea specifică a betonului fiind relativ mare şi în strînsă legătură cu rezistenţa lui.

Pentru înlăturarea acestor greutăţi şi pentru stabilirea unei baze de plecare mai sigură în dimensionarea acestor piese, deoarece calculul analitic al presiunilor rocii asupra elementelor de susţinere a galeriilor, conduce la rezultate aproximative, uneori chiar nereale, din cauza multor elemente necunoscute şi apreciate prin diverşi coeficienţi, s-a găsit mai raţional a se compara rezistenţa elementelor prefabricate din beton armat, cu rezistenţa ce o prezintă lucrările ce se execută în prezent, cu materialele şi metodele respective obişnuite. Astfel, rezistenţa elementelor prefabricate ale profilului circular, s-a comparat cu rezistenţa ce o prezintă galeriile cu profil circular executate din beton monolit, iar rezistenţa elementelor prefabricate ale profilului poligonal şi trapezoidal, s-a comparat cu rezistenţele ce le prezintă galeriile cu profil poligonal sau trapezoidal, susţinute cu piese din lemn de stejar cu diametrul mediu de 22 cm.

Pe acest raţionament s-a căutat a se atinge următoarele obiective principale :

— Greutate volumetrică redusă ;

— Rezistenţă sporită faţă de cea a lemnului rotund de stejar cu diametrul de 22 cm.

— Folosirea de profile simple şi uşor de executat ;

— Sistemele de îmbinare a pieselor să fie cît mai simple, prezentînd tot odată rezistenţele necesare.

Cu aceste obiective fixate, s-a început dimensionarea elementelor din beton armat.

a) Pentru dimensionarea eforturilor ce acţionează asupra elementelor din vatra profilului circular s-a avut în vedere efortul capabil al vetrei unei galerii, în profil simplu sau dublu circular, executate din beton monolit. Acest efort a fost apreciat a fi de ordinul a cca 8—10 t/m², care tradus în situaţia cazului prezentat, revine la o încărcare de calcul de 6,5 t/ m.l. de proiecţie orizontală a secţiunii tranversale a galeriei.

Elementul de vatră pentru profilul simplu circular, avînd forma unui arc de cerc, a fost dimensionat în ipoteza unui arc dublu articulat fără tirant. S-a recurs la această soluţie, deoarece s-a apreciat că împingerile laterale date de arcul considerat, sînt preluate de întreg ansamblul sistemului susținerii, care are forma circulară.

Secțiunea transversală a arcului a fost aleasă în formă de „T" după cum se vede în fig. 1 prezentînd avantajele unei rezistențe sporite, suprafață de rezemare pe teren mai mare, greutate redusă precum și

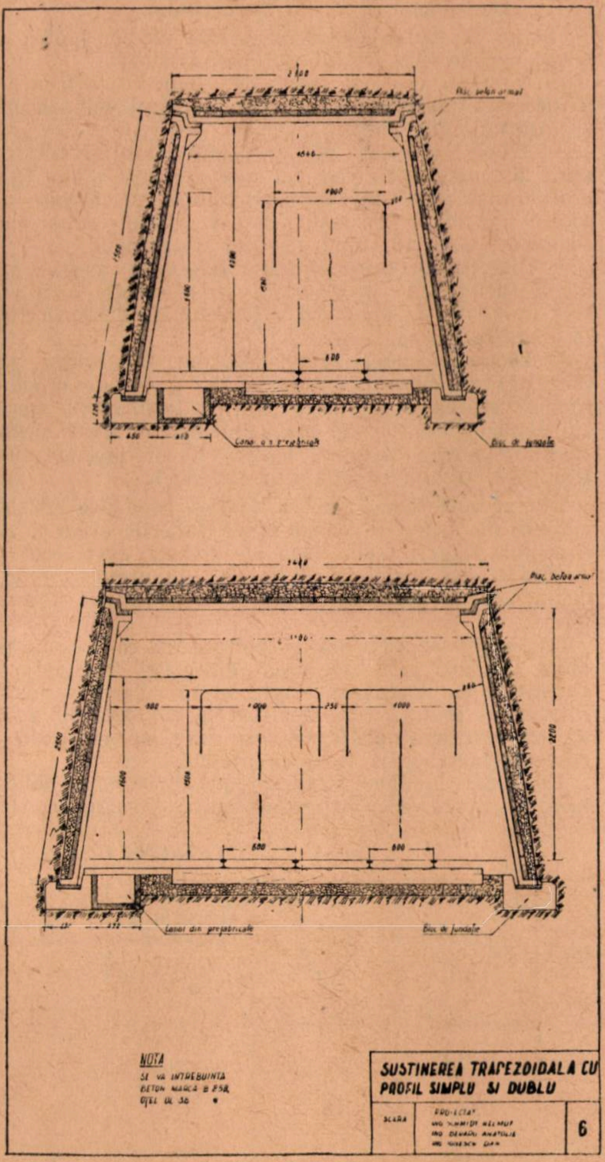


Fig. 6.

ușurință la execuție. Caracteristicile elementului de vatră, ce au rezultat în urma dimensionării sînt:

— volum de beton 0,06 m^3;
— oțel beton 18 kg;
— greutatea elementului 156 kg.

La profilul dublu circular, deschiderea vetrei fiind mult mai mare s-a prevăzut ca vatra să fie alcătuită din două elemente de beton armat prefabricat. Această alegere a fost determinată de condițiile de greutate. Astfel s-a ajuns la prevederea unui arc triplu articulat, cea de a treia articulație fiind așezată la mijlocul deschiderii și care este realizată cu ajutorul unui lemn rotund de stejar cu diametrul de 16 cm. Prevederea acestei articulații la mijlocul deschiderii a necesitat verificări în contra eventualelor forfecări, striviri, sau desfacerea articulației. După dimensionare, elementele rezultate au fiecare:

— greutate 140 kg;
— volum de beton 0,054 m^3;
— oțel beton 19 kg.

b) La dimensionarea elementelor din beton armat, ale susținerii cu profil poligonal, s-a avut în vedere la determinarea eforturilor la care urmează a fi supuse piesele respective ale cadrului poligonal, de felul în care este solicitată aci piesa din lemn, cu care ne-am propus de la început să facem comparația. In acest caz este vorba de o solicitare compusă asupra piesei — compresiune și încovoiere — unde raportul ce există între cele două solicitări trebuie determinat.

Pentru determinarea efortului capabil al piesei din lemn rotund de gorum cu ø 22 cm de cea mai bună calitate, supusă unei solicitări compuse, au fost necesare încercări în vederea stabilirii valorilor maxime ale lui M și N, din formulele ce urmează, pentru aceeași excentricitate e:

$$N = \frac{\sigma \cdot \Omega}{1+\frac{6\cdot e}{d}} \qquad M=N\cdot e$$

unde:

N — efortul axial capabil;
M — momentul capabil;
σ — rezistența admisibilă a materialului piesei;
Ω — suprafața secțiunii;
d — diametrul secțiunii;
e — excentricitatea efortului axial.

Aceste valori determinate corespund situației celei mai defavorabile pentru o presiune de 6 t/ml ce acționează pe întreg perimetrul poligonului.

Piesele au fost dimensionate pentru aceste eforturi, iar articulațiile din lemn de gorun, au fost verificate la forfecare și strivirea acestuia.

In urma dimensionării cadrului poligonal, pe baza datelor fixate mai sus, au rezultat următoarele caracteristici:

1. Pentru elementele cadrului poligonal, profil simplu:
— greutate 60 kg;
— volum de beton 0,022 m^3;
— oțel beton 20 kg.

2. Pentru elementele cadrului poligonal profil dublu:
— greutate 75 kg;
— volum beton 0,027 m^3;
— oțel beton 33 kg.

In ceea ce privește celelalte elemente ale profilului poligonal, acestea au fost dimensionate la fel cu cele ale profilului circular.

c) Dimensionarea elementelor cadrului susținerii trapezoidale s-a făcut pe baza efortului capabil al grinzii cadrului din lemn de gorun cu ø 22 cm de cea mai bună calitate. La calculul de dimensionare al grinzii din beton armat, s-a luat în considerație o valoare sporită a sarcinii, față de efortul capabil al piesei din lemn și anume de cca 2 000 kg/ml. De asemenea la dimensionarea stîlpului s-a avut în vedere pe lîngă eforturile ce rezultă din încărcarea grinzii și de un efort suplimentar de încovoiere pe înălțimea stîlpului de cca 1 000 kg/ml ce ar proveni din eventuale presiuni laterale ale rocii asupra cadrului.

Intrucît pentru realizarea unei suprafețe de rezemare corespunzătoare între grindă și stîlp a fost necesară prevederea unei console pe stîlp, aceasta a fost de asemenea verificată și dimensionată.

Caracteristicile elementelor de rezistență ale susținerii cu profil simplu și dublu trapezoidal sînt date mai jos.

1. Pentru elementele cadrului trapezoidal cu profil simplu:

grinda

— greutate 126 kg;
— volum beton 0,048 m^3;
— oțel beton 21 kg

stîlpul

— greutate 136 kg;
— volum beton 0,052 m^3;
— oțel beton 35 kg.

2. Pentru elementele cadrului trapezoidal profil dublu:

grinda

— greutate 170 kg;
— volum beton 0,065 m^3;
— oțel beton 37 kg.

Stîlpul, este acelaşi de la cadrul profilului simplu. Acest profil ne mai avînd vatra betonată, forma canalului este diferită de a celor precedente, armarea betonului fiind însă tot de siguranță.

Profilul trapezoidal fiind un profil cu mai puține calități din punct de vedere al capacității sale de rezistență față de solicitările la care este supus, din care cauză a fost propus în lucrarea ce s-a prezentat să fie aplicat numai în roci rezistente, s-a apreciat că este suficient dacă elementele de rezistență din beton armat prefabricat vor avea o rezistență puțin sporită față de cea a pieselor din lemn de gorun în condiții asemănătoare, ținînd seama şi de creşterea greutății volumetrice în caz contrar.

In toate calculele de beton armat descrise mai sus, s-a avut în vedere că piesele vor fi executate din beton marca B. 250 şi oțel O.L. 38 cu limita de curgere a oțelului la 2 850 kg/cm^2. Betonul se va executa cu ciment Portland P 400 cu o granulometrie a balastului verificată şi care să se înscrie în curbele granulometrice în limitele „foarte bun“ pînă la o mărime a agregatului de 30 mm. Betonul ce se va confecționa va avea o consistență mijlocie, piesele fiind vibrate.

Nu s-a luat în considerație la calculul elementelor de rezistență, influența favorabilă ce o prezintă căptuşirea profilului cu plăci din beton armat, față de cea din margini de lemn, prin mărirea stabilității sistemului de susținere. Aceasta constituie un spor asupra coeficientului de siguranță.

In cele expuse mai sus, s-au prezentat 6 profile tip S.B.I., din cele 10 propuse în cadrul concursului de inovații şi anume:

Susținere închisă:
— profil simplu şi dublu circular;
— profil simplu şi dublu poligonal;
Susținere deschisă:
— profil simplu şi dublu trapezoidal.

Făcînd o scurtă comparație între aceste profile de formă geometrică diferită se constată că:

— Numărul cel mai mare de elemente prefabricate, îl necesită profilul circular, iar numărul cel mai mic — profilul trapezoidal.

— Profilul circular, deşi necesită numărul cel mai mare de prefabricate este cel mai rezistent dintre toate profilele propuse, împotriva presiunii neuniforme ale rocelor; profilul cel mai puțin rezistent contra unor asemenea presiuni, fiind profilul trapezoidal.

— Piesele din beton armat prefabricat, expuse presiunii rocilor, sînt în general mai rezistente decît piesele din lemn de gorun cu diametrul de 22 cm lucrînd în condiții asemănătoare.

— Din examinarea caracteristicilor elementelor prefabricate de dimensiuni mai mari, și expuse presiunii rocilor în comparație cu greutatea lemnului de gorun cu diametrul de 20—25 cm (dimensiuni uzuale pentru susținere), avînd lungimi egale cu ale prefabricatului respectiv, rezultă situația din tabela 1.

Din această comparație, rezultă că greutatea prefabricatelor din beton este mai mare față de aceea a elementului respectiv din lemn de gorun. Acest spor de greutate, care ajunge pînă la 30% la unele piese, este compensat în parte din mărirea considerabilă a rezistenței.

La susținerea circulară şi poligonală cu prefabricate, piesa cea mai grea este arcul din vatră, care însă nu constituie un impediment mare la executarea susținerii, întrucît el poate fi coborît direct în săpătura din vatră, de pe căruciorul platformă, cu care se transportă aceste prefabricate la locul de muncă.

In cazul profilului trapezoidal, intervine o dificultate la montarea grinzii, din cauza greutății acesteia

Tabela 1

Profilul	Elementul prefabricat	Greutatea elementului kg	Volumul de beton m^3	Cantitatea de oțel kg	Greutatea piesei de lemn (Ø20-25 cm)
Simplu circular	Bolțarul	30	0.013	—	—
	arcul din vatră	156	0,06	18	—
Dublu circular	Bolțarul	35	0,015	—	—
	arcul din vatră	2 × 140	2×0,054	2 × 19	—
Simplu poligonal	Latura poligonului	60	0,022	20	30 — 56
	arcul din vatră	197	0,076	20	—
Dublu poligonal	Latura poligonului	75	0,027	33	44 — 68
	arcul din vatră	2 × 160	2× 0,062	2×25	—
Simplu trapezoidal	Grinda	126	0,048	21	63—98
	stîlpul	136	0,052	35	79—122
Dublu trapezoidal	Grinda	170	0,065	37	102—160
	stîlpul	136	0,052	35	79—122

de 126 kg la profilul simplu și 170 kg la profilul dublu, ceea ce face necesar ca echipa de muncitori însărcinată cu montarea acestora, să fie compusă din cel puțin 4 oameni.

Ca dezavantaj al soluțiilor de susținere propuse, este faptul că acestea, nu se pot adapta mecanizării procesului de montare, atît de necesar, dat fiind greutatea și mai ales numărul mare de elemente ce compun profilul unei susțineri. Astfel, pentru montarea susținerii cu profil poligonal, este necesară sprijinirea separată a fiecărei laturi a poligonului, care are o greutate de 60—75 kg după felul profilului, simplu sau dublu.

Acest inconvenient însă, este în parte înlăturat în cazul susținerii cu profil circular, prin aceea că în timpul montării bolțarilor, nu este necesară susținerea lor, aceasta făcîndu-se direct prin acele dornuri metalice, ce se introduc între bolțari.

In cazul susținerii cu profil trapezoidal, operațiile de montare pot fi parțial mecanizate, prin introducerea unui cărucior cu braț mobil, care să execute ridicarea grinzii la nivelul stîlpilor și așezarea ei pe consolele de reazem.

Totuși, aceste soluționări nu sînt complet satisfăcătoare ele dînd o rezolvare parțială, lăsînd deschisă problema mecanizării operațiilor de montare ca de exemplu a celor 29—41 bolțari la fiecare inel al susținerii cu profil circular.

Avantajele acestor soluții de susținere sînt:

— durabilitatea sporită față de cea a susținerilor din lemn;

— cheltuieli de întreținere mult reduse;

— rezistențele pieselor componente din beton armat, prefabricat, ale cadrelor susținerilor, sînt mai mari decît ale celor corespunzătoare din lemn de gorun;

— reducerea totală a lemnului pentru susținerea provizorie.

Din cele prezentate, rezultă preocuparea de a cuprinde prin propunerea făcută, întreaga gamă de susțineri a galeriilor miniere și de a da posibilitatea, ca prin profilele de forme geometrice și calități diferite, să fie adaptabilă oricărei situații și pentru toate exploatările miniere.

Cu toate dezavantajele sus menționate pe care le prezintă această propunere, o consider totuși ca o contribuție importantă în domeniul înlocuirii materialului lemnos la susținerea galeriilor miniere, rămînînd ca o sarcină permanentă pentru toți tehnicienii de specialitate, ameliorarea soluțiilor prezentate, sau găsirea altora mai bune.

Folosirea mașinii de havat Korfmann la lucrările de înaintare

Ing. **Valeriu Popescu**

La I. C. Filipeștii de Pădure s-au efectuat cu succes lucrări de pregătire cu folosirea mașinilor de havat, încă în anii 1951—1952, deservindu-se cu o mașină montată pe cărucior 3—4 lucrări învecinate. Aceste lucrări nu au fost continuate, neprezentîndu-se ulterior condiții favorabile.

În ultimul timp s-au efectuat asemenea lucrări, într-un singur front în stratele *V* și *VII*. Aceste lucrări nu au dat rezultate mulțumitoare din cauză că s-a folosit o mașină uzată și aprovizionarea frontului de lucru cu materiale s-a făcut defectuos.

În intervalul iulie-septembrie 1955 s-au organizat încercări metodice de efectuare a lucrărilor de pregătire folosind havajul, în sectorul *I*, stratul *V*.

Pentru obținerea unor indici tehnico-economici ridicați și pentru ridicarea gradului de utilizare a mașinii, s-a organizat lucrul în 3 fronturi apropiate, deservite de aceeași brigadă de mineri și aceeași mașină. În acest scop s-a ales stratul *V*, sectorul *I*, galeriile *1, 2, 3,* ulterior *4* (fig. *1*), care delimitează cîmpuri de exploatare de 50—70 m lățime și 150 m lungime. Galeriile avînd o lungime mare permiteau menținerea organizării stabilite pe două luni, în prima lună s-a planificat să se lucreze la fronturile *1, 2, 3, 4* iar în luna a doua la fronturile *2', 3', 4'*. În prima lună s-a înaintat 167 m la patru fronturi în 19 zile lucrătoare, în luna a doua 40 m (frontul fiind inundat cu apă din galeria de cercetare), iar în luna a treia s-au

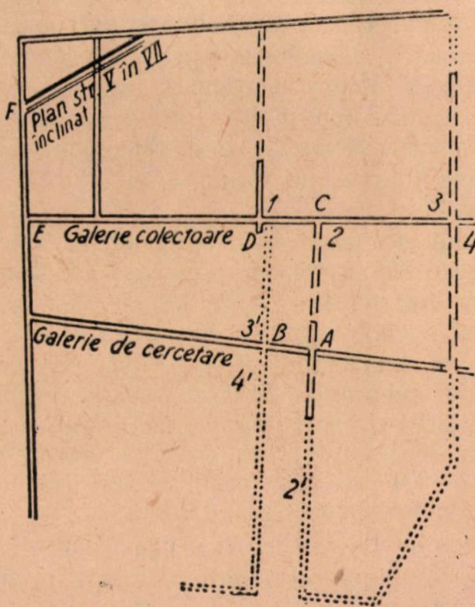


Fig. 1.

efectuat 120 m la trei fronturi. Din acești 120 m havarea s-a folosit numai pe 10 m, din cauza neregularității stratului.

Profilul de săpare al galeriilor a fost 5,6 m^2.

Stratul *V*, în care au avut loc lucrările, în această regiune avea următoarele caracteristici:

— grosimea stratului: 1,6—2,2 m

— înclinarea galeriilor 4—5^0, prezentînd însă variații bruște de înclinare, cu pante și contrapante mergînd pînă la 15^0.

— Stratul are o intercalație de marnă moale la 40—60 cm de culcuș, în grosime de 20—30 cm; în strat apar diseminate neregulat intercalații sterile foarte dure.

— Clivajul stratului este perpendicular pe culcuș pe linia frontului. Acoperișul și culcușul este format din marne.

S-a folosit o mașină de havat Korfmann, pe cărucior, cu lungimea barei de 2 m, iar puterea motorului 9,5 kW. Această mașină are bara îngustă iar împănarea și despănarea mașinii în front se poate face în timp scurt. Executarea făgașelor în cărbune — atunci cînd nu se întîlnesc intercalații dure — se efectuează cu succes în 45—60 minute. Pentru reducerea timpului s-a căutat să se haveze în intercalația de marnă. Deplasarea mașinii se face cu greutate chiar la panta de 5^0. S-a încercat să se folosesacă troliile întrebuințate la transportul vagoneților dar fără succes. Aceste trolii avînd o viteză mare iar linia ferată provizorie fiind de multe ori prost montată, se produceau dese deraieri ale mașinii. S-a dovedit necesar că, pentru havarea în lucrări de pregătire pe înclinare, cu pante neregulate să se folosească mașini de havat autopropulsate. Pentru apropierea mașinii de front după fiecare împușcare se folosesc cupoane de linie provizorie de 1,8—2 m respectiv 3,6—4 m. Cuțitele folosite au forma unor dălți cu vîrful lat de 3—4 mm.

Modul de lucru. S-au preconizat 3 fronturi de lucru deoarece s-a observat că timpul de havare într-un front este de circa 2—2,5 ore, și deci se pot organiza lucrările după graficul ciclic în 3 fronturi efctuîndu-se un ciclu de 2 m pe schimb la fiecare lucrare. Perforarea, împușcarea și aerisirea pe de o parte și evacuarea materialului pe de altă parte, durînd cîte 2—3,0 ore, operația de armare trebuia să se facă concomitent cu havarea.

Componența echipei era următoarea: 2 havatori, 2 mineri armatori, 1 miner perforator, 4 mineri încărcători.

Havarea. Havarea era făcută de havator și ajutorul havator, care trebuia să haveze cîte odată pe schimb în fiecare front. Operația cuprinde: transportul mașinii, rectificarea frontului, împănarea mașinii, havarea, despănarea și îndepărtarea de front a mașinii.

— Transportul mașinii. Fronturile fiind apropiate, această operație durează 15—20 minute crescînd pînă la 30—40 min, în cazurile cînd galeriile aveau pante și contrapante. Mașina de havat nefiind autopropulsată, în cazul întîlnirii de rampe pronunțate, durata operației de transport era foarte mare. În unele cazuri nu s-a putut aduce mașina în front nici folosind 7—8 muncitori.

— Rectificarea frontului, împănarea și despănarea cu durată, în medie, respectiv 22 min, 25 min și 10 min.

— Îndepărtarea de front a durat 15 minute.

— Executarea făgașelor. Lungimea unui făgaș este de 1,8—2 m. La început cînd fronturile erau apropiate, se puteau executa cîte două făgașe la un front, unul vertical și altul orizontal în marnă. Făgașul vertical la mijlocul frontului consuma 45 minute pînă la 60 minute din timpul afectat havării; lanțul este supus la solicitări și uzură mare, se consumau 5—10 cuțite și se producea mult praf. Amplasarea găurilor se făcea conform fig. *2, a,* iar

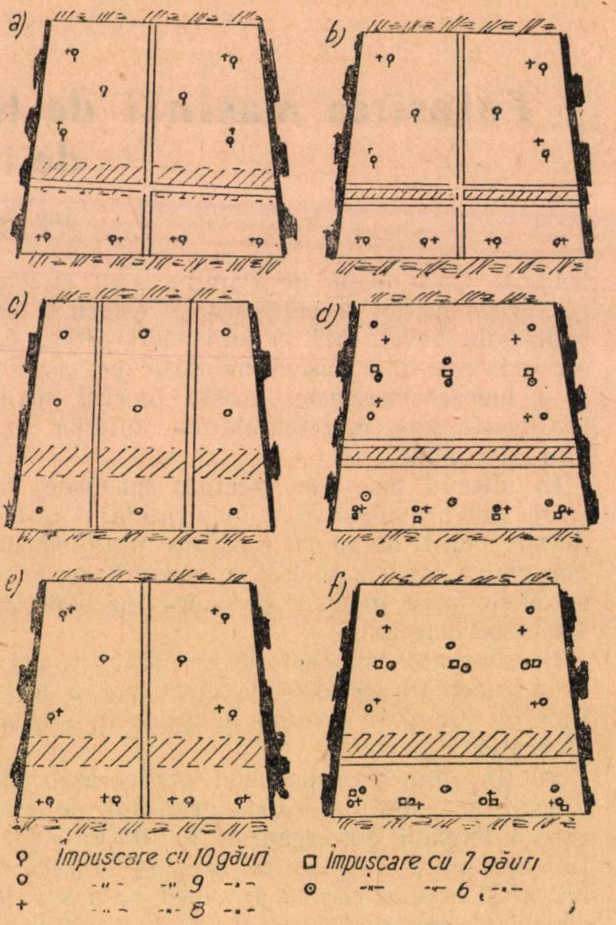


Fig. 2.

lungimea tronsonului rezultat după împușcare era de 2 m dacă găurile au fost amplasate corect și în front nu au apărut intercalații dure.

Executarea a două făgașe orizontale în intercalația de marnă și unul vertical (fig. 2, *b*) asigură avansul maxim al transportului pentru aceeași lungime havată și un consum de exploziv minim, însă durata depășește $2^1/_2$ ore.

Tăierea a două făgașe verticale (fig. 2, *c*) duce la uzura lanțului, consum ridicat de cuțite, producerea de praf mult, fărîmițarea cărbunelui și consumă peste 3 ore la havare. Pericolul de a întîlni intercalații dure în cărbune, crește.

Folosirea a două făgașe orizontale în marnă, astfel ca aceasta să fie scoasă complet (fig. 2, *d*) are următoarele avantaje:

— timp minim de tăiere (5—20 minute pe făgaș) toată operația se reduce la 120—140 min;

— consum minim de cuțite;

— asigură o calitate superioară a cărbunelui care nu se mărunțește și nu se amestecă cu roca sterilă;

— uzura minimă a părților a organelor mașinii;

— se obține un avans de 2 m, folosind 7—9 găuri judicios plasate și 4,4 kg astralită.

Un făgaș vertical dă rezultate mai slabe decît un făgaș orizontal în marnă, care, pe lîngă consumul redus de cuțite și scurtarea timpului de tăiere conduce la crăparea bancului superior de cărbune, datorită presiunii, ceea ce permite o bună rupere la împușcare (fig. 2, *e* și *f*). S-a folosit un făgaș orizontal atunci cînd s-a lucrat la un singur front, deoarece era necesar ca havarea să dureze cît mai puțin, 90—110 minute (tabela 1).

Consumul de cuțite este în general 1 buc/m² la havare în cărbune cu făgaș orizontal și de 3—5 buc/m² pentru cel vertical; de 5—10 buc/m² atunci cînd se întîlnesc intercalații dure și aproape 0 la havare în marnă.

Făgașele trebuie executate centrat pe axul galeriei, căci astfel la explodare nu se rup 2 m iar rectificarea pentru armare consumă inutil 30—60 min.

Perforarea, încărcarea și împușcarea, aerisirea. Perforarea se efectuează de minerul perforator ajutat uneori de un ajutor miner, cu perforator electric și sfredele cu capete amovibile armate cu aliaj dur. Lungimea unui sfredel este de 2 m. Este recomandabil ca perforarea găurilor să să facă de la început cu sfredele de 2 m, deoarece se poate da o orientare justă găurilor. Durata medie a unei găuri de 2 m este de 3—5 minute, iar timpul total de perforare pentru 6—9 găuri este de 30—35 minute la care se adaugă 20—30 minute timp de

Tabela 1

Datele obținute cu haveza de înaintare în str. V sect. I Filipești de Pădure

Numărul frontului	Profil săpat de galerie m²	Mașini	Lungimea medie a liniei de front, m	Armarea medie la o havare m	Numărul de zile din lună cînd haveza a lucrat	Avansarea lucrărilor							Numărul făgașelor tăiate pe lună	Timp mediu de havare a unui făgaș, min.	Total minute de funcționare a havezei	Suprafața havată	Posturi prestate cît timp a funcționat haveza	Randamentul pe post fără havaturi, m/post	Randamentul la lucrări similare nemecanizate I.C.F.d.P. pe ultimele trei luni, m/post
						pe lună			pe zi										
						Cu havare, m	Fără havare, m	Total, m	Medie pe front, m	Medie per total, m	maximă								
											Pe lucr., m	Pe total, m							
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
1	5,6	Tip Korfmann Universal pe roți Bara 2 m	2	1,8	19	40	6	46	2,3	8,8		14,5	37	110	4100	131	510	0,42	0,37
2						21	17	38	2				21		2300	75			
3						36	7	42	2,3				31		3500	110			
4						35	7	42	2,2		5		26		2900	94			
	Total:					132	37	169	8,8						12800	410			

pregătire. Durata de perforare fără havare, pentru 11 găuri a 1,2 m lungime este de 40 minute.

Numărul de găuri și amplasarea lor se fac în funcție de numărul și orientarea făgașelor (fig. 2) și natura cărbunelui. Numărul de găuri a variat între 7 și 10 iar lungimea lor între 1,8 și 2,2 m.

Coeficientul de rupere a găurilor este de 0,9—1.

Operația de încărcare și împușcare a găurilor se execută de artificier și minerul perforator, burajul fiind din pămînt galben pregătit de ajutorul de miner. Explozivul folosit este astralita, amorsarea făcîndu-se cu fitil Bickford și capse nr. 8. Încărcarea maximă pe gaură este de 0,6 kg, iar minimă de 0,4 kg ; pentru o împușcare de 1,8 m se folosesc în medie 4 kg. Pentru o împușcare cu avans al tronsonului de 1 m, fără havare se folosesc de asemenea 4 kg de astralită. Se observă că se produce o scădere a consumului specific de exploziv pe metrul de înaintare de 45% atunci cînd se havează. Timpul total pentru încărcare și împușcare a fost de 30 minute.

Atunci cînd aerisirea fronturilor s-a făcut cu ventilatoare tubulare, montate în coloane de tuburi cu diametrul de 300 mm, durata de aerisire a fost de 20—30 minute. Din lipsă de ventilatoare, la unele lucrări aerisirea frontului dura mai mult de o oră. Pentru activarea aerajului s-au perforat 3 găuri de sondă la suprafață, de 50 m, cu sondeuza L.B.S.-2.

Evacuarea cărbunelui. Cărbunele rezultat la împușcare se evacua de echipa de încărcători cu 1 sau 2 vagonete de lemn, basculante frontal (căței), pînă la banda de cauciuc în punctul *D* (fig. 1).

Banda de cauciuc varsă cărbunele într-o bandă cu raclete care la rîndul ei se continuă cu un scoc oscilant pînă la banda de cauciuc din planul înclinat stratul *V—VII*.

La o împușcare cu avans de 1,8—2 m rezultau 18—24 vagonete basculante. Durata de evacuare a unui vagonet este de 7—8 minute. Încărcarea durează, în medie, 4 minute, iar transportul 3—4 minute, variind cu depărtarea frontului și panta galeriei. Durata medie de evacuare a unei împușcături este de 120—180 min. Întrucît la începutul fiecărui schimb transportul nu funcționează $1^1/_2$—2 ore, ciclograma nu a putut fi respectată, ceea ce a determinat atacarea celui de al patrulea front tampon și o produs o dezorganizare a echipei.

Armarea. Armarea definitivă se face cu lemn de brad, în cîmpuri de 0,9—1 m, îmbinarea în dinte, cu bandajarea la nevoie și a pereților. Timpul mediu de montare a unui cadru de către doi oameni este de 60 minute. Aprovizionarea fronturilor cu lemn s-a făcut în mod defectuos, uneori echipa fiind nevoită a-l transporta de la suprafață.

Întrucît în timpul havării, armatorii nu pot lucra la front, s-a folosit armarea provizorie cu grinzi și stîlpi metalici de abataj, operație ce durează 10—15 minute și care permite ca armarea definitivă să se facă în timpul havării, la circa 6 m de front, unde haveza nu stingherește pe armatori.

Armăturile metalice se montează treptat pe măsura evacuării cărbunelui la distanță de 1 m una de alta. Această armătură rezistă bine la împușcare. În ultima perioadă a încercărilor s-au folosit stîlpi metalici cu șurub la ambele capete și grinzi de lemn.

Montarea liniei. Se face după evacuarea materialului, în cupoane de 4—8 m. Durata medie de montare a liniei este de 60 min. Lucrările au suferit din cauza aprovizionării defectuoase cu șine.

Greutăți întîmpinate în desfășurarea lucrărilor: Stratul s-a prezentat neregulat producînd dificultăți în transportul mașinii și cărbunelui. Apariția de apă din galeria de cercetare a îngreuiat avansarea frontului în luna august și a pregătirilor pentru începerea lucrului în luna septembrie la fronturile *2', 3', 4'*. În luna septembrie laminarea stratului n-a permis folosirea mașinii de havat.

— Sistemul de transport al cărbunelui prin bandă transportor cu raclete, scoc oscilant și din nou bandă de cauciuc, a fost greoi și defectuos. La începutul fiecărui schimb sistemul de transportoare nu putea fi folosit timp de 1,5—2 ore, deoarece pe benzile de cauciuc se transporta lemn pentru abatajele frontale din acea regiune.

— Fronturile n-au fost înzestrate cu unelte suficiente, ducînd lipsă de trolii, ventilatoare, perforatoare, iar instalația electrică a fost de asemenea necorespunzătoare.

— S-au produs defecțiuni frecvente la comutatorul mașinii de havat, schimbîndu-se 4 comutatoare în 6 zile.

Atelierul minei nu a executat prompt comenzile de cuțite de havat, resimțindu-se lipsa de cuțite în front.

— Transportul lemnului de mină nu a fost bine organizat, fiind nevoie a-l transporta din locuri mult prea îndepărtate, cu personalul din echipă, neavînd pentru aceasta la dispoziție lucrători necalificați.

— Brigada complexă folosită era compusă din mineri buni, însă datorită nerespectării ciclogramei, din motivele enumerate mai sus, minerii n-au mai avut încredere în reușita metodei.

În viitor se propune organizarea tot la trei fronturi de lucru, însă fără rotirea muncitorilor de la un front la altul, ce dă metodei o mai mare elasticitate folosind pentru fiecare front pe schimb cîte doi mineri, iar echipa de havare urmînd să haveze la ore fixate prin ciclogramă, în fiecare front. Operațiile de havare și armare se suprapun.

Eliminînd deficiențele menționate se poate asigura pentru fiecare din cele trei lucrări, un ciclu pe schimb, cu un avans de 2 m.

Făcînd un calcul succint se observă că cheltuielile ce intervin odată cu introducerea mașinii (8,03 lei/m amortisment, cuțite, energie electrică etc.) se recuperează întotdeauna prin economia de explozivi, capse și fitil — 10,96 lei/m.

Mecanizarea extragerii cărbunelui la I. C. Sălajul

Ing. S. Săvulescu

Extragerea cărbunelui la I. C. Sălajul se executa mai înainte manual și cerea mult efort din partea muncitorilor.

In prezent această extragere se face prin procedeul cu explozivi sau prin procedeul mixt (tăierea făgașului cu haveze și ruperea cărbunelui cu explosivi sau cu ciocane de abataj); ca utilaje se folosesc:

1. Perforatoare electrice.
2. Ciocane de abataj.
3. Mașini de havat (haveze).

1. Perforatoarele electrice și ciocanele de abataj au fost introduse în anul 1953, la primele abataje cu front lung pregătite în vederea experimentărilor la mina Sărmășag. Stratul de cărbune în exploatare prezenta și clivaje perpendiculare pe stratificație, iar ciocanele de abataj s-au dovedit folositoare minerilor, care le-au privit de la început cu toată încrederea.

Tipul de perforator electric folosit a fost cel sovietic E.B.R.,19 cu motor de 1,1 kW la 127 V, iar ciocanele de abataj au fost de tipul Flottmann de 3,8 kg și Cugir de 14 kg.

Perforatoarele electrice s-au dovedit corespunzătoare condițiilor de zăcămînt, iar actualmente se utilizează curent. Sfredelele folosite sînt spirale, cu cap (tăiș) detașabil armat cu aliaje dure.

In ceea ce privește ciocanele de abataj, rezultate foarte bune s-au obținut însă numai cu tipul Flottmann, deoarece ciocanele tip Cugir s-au dovedit a fi prea grele și în plus se defectau destul de des.

Prin utilizarea perforatoarelor electrice și ciocanelor de abataj, productivitatea pe tăietor în anul 1953, a crescut substanțial și anume de la 2,2—2,5 t/post la 3,6 t/post, deci cu 44—63%.

Dar cu toate rezultatele frumoase obținute, nu s-a putut trece la generalizarea folosirii ciocanelor de abataj din următoarele considerații:

— costul ridicat al aerului comprimat, în raport cu energia electrică, a făcut ca utilizarea lor să fie limitată în minele de lignit;

— energia electrică fiind insuficientă, nu a permis montarea de compresoare corespunzătoare spre a se putea face față cererii de aer comprimat.

Astfel stînd lucrurile, s-a impus pentru extragerea cărbunelui folosirea havezelor de abataj.

2. Haveza a fost experimentată prima dată la I. C. Sălajul în decembrie 1953, la un abataj cu front lung de la mina Chiejd.

Rezultatele fiind favorabile, tăierea cărbunelui cu haveza s-a extins și la mina Sărmășag, iar în prezent se utilizează haveza sovietică tip G.T.K.35 la mina Sărmășag și haveza poloneză tip S.W.Z.-30 la mina Chiejd. Zăcămîntul constă dintr-un strat de lignit cu grosimea de 1,6—1,8 m și înclinarea de 3—4°.

Atît acoperișul cît și culcușul stratului sînt constituite dintr-o marnă moale.

Ambele tipuri de haveze au avut inițial lungimea brațului de 1.600 mm, lungime care a fost însă micșorată la 1 200 mm, deoarece acoperișul stratului fiind slab nu rezistă la o deschidere mai mare.

In ceea ce privește vitezele de înaintare, havezele menționate au o viteză mai mare pentru mersul în gol și alta redusă, pentru mersul în sarcină (la tăiere).

Cablul de ancorare se fixează pe un stîlp de-a lungul frontului de abataj la distanța permisă de lungimea sa.

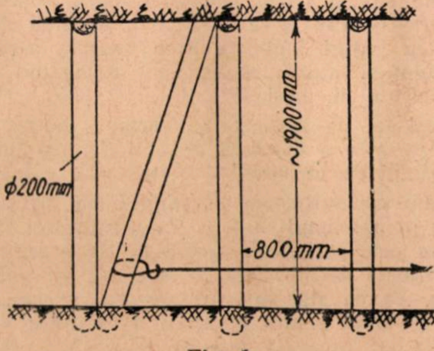


Fig. 1.

Pentru a prezenta mai multă siguranță la smulgere, stîlpul de ancorare se fixează bine în acoperiș și culcuș așezîndu-se înclinat în sensul forței de tracțiune, ca în fig. 1.

Lungimea frontului variază între 45 și 70 m, iar o fîșie se taie în 4—5 ore.

Pentru ca haveza să funcționeze în bune condiții, trebuie ca abatajul să îndeplinească următoarele condiții:

— culoarul liber în care se deplasează mașina să fie drept și suficient de lat (1 m), pentru ca aceasta să poată trece;

— Stîlpii de susținere ai abatajului să fie fixați în linie dreaptă, în care scop în lungul frontului de abataj se întinde o sfoară și se marchează cu creta locul lor;

— talpa (vatra) abatajului să fie curățată pentru ca haveza să nu se împiedice în timpul deplasării;

— talpa abatajului să nu prezinte ondulații pronunțate, care ar putea influența planul de tăiere. In cazul unor asemenea ondulaţii şi în general a vetrei neregulate, se folosesc scînduri de diferite grosimi ce se aşează pe vatră, pentru a se îndrepta suprafaţa şi peste care alunecă maşina.

O operaţie minieră foarte importantă în cazul tăierii cărbunelui cu haveza este susţinerea abatajului.

La I. C. Sălajul, susţinerea se face cu cadre alcătuite din grinzi de 1,80 m lungime, perpendiculare pe front şi susţinute pe trei stîlpi. Cadrele se fixează decalat unul faţă de celălalt, aşa cum se vede din fig. 2.

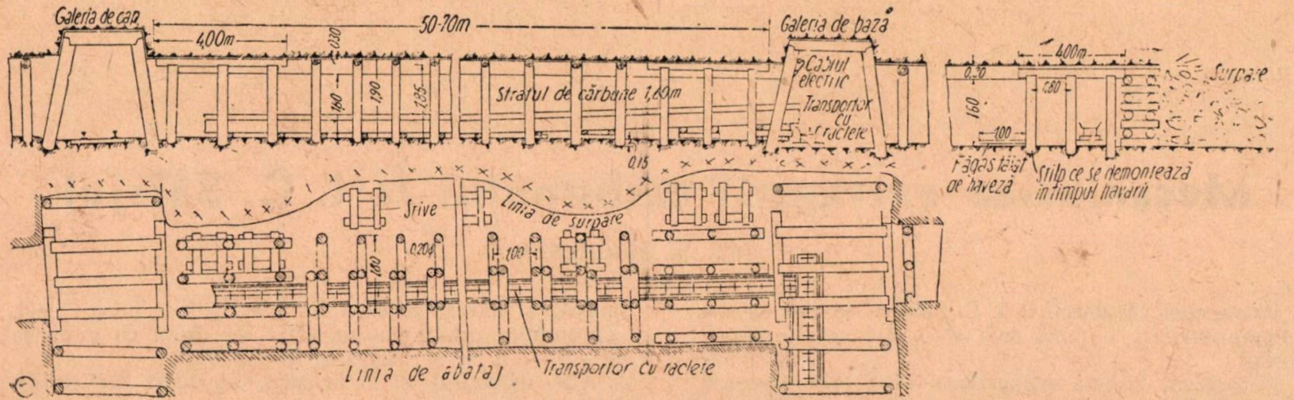


Fig. 2.

Acest sistem de susţinere se numeşte în terminologia locală „Susţinere în cal". Stîlpii au grosime de circa 20 cm, iar grinzile sînt din jumătate de lemn. Cadrele se montează în cîmpuri de 0,80—1 m, iar deasupra grinzilor tavanul se căptuşeşte cu scînduri, pentru a se preveni căderea eventualelor copturi ce s-ar putea desprinde din acoperiş.

Părţile de sus şi de jos ale abatajului, respectiv de lîngă galeria de cap şi de bază pe o distanţă de 4 m se susţin cu juguri lungi de 4 m aşezate paralel cu linia frontului şi întărite între ele cu strîngători, pentru a nu fi culcate de presiune.

Prin acest fel de susţinere se permite deplasarea de pe o fîşie pe alta a capetelor de acţionare şi întindere a transportului cu raclete.

Menţionăm că susţinerea abatajului pe toată lungimea sa cu grinzi lungi de 4 m dispuse paralel cu linia frontului nu este posibilă, deoarece pe de o parte acestea ar fi culcate de presiunea ce se naşte în spate prin surpare, iar pe de altă parte ar prezenta şi greutăţi la susţinere, deoarece pentru aşezarea unui cadru de susţinere ar trebui excavată fîşia pe o porţiune de 4 m cît este lungimea grinzii, ceea ce ar conduce la slăbirea liniei de abataj.

Prin montarea grinzilor perpendicular pe front se poate susţine din metru în metru, asigurîndu-se astfel susţinerea abatajului în bune condiţii.

Deoarece minele din bazinul Sălaj au în acoperişul stratului o marnă neagră moale, grinzile dispuse perpendicular pe front se susţin de la început cu trei stîlpi, prin urmare şi cu stîlpul dispus pe linia frontului. Acest sistem de susţinere stînjeneşte funcţionarea normală a havezei, deoarece stîlpii din front trebuie răpiţi înainte de tăiere — şi remontaţi după havare, fapt care reclamă prezenţa a încă patru oameni în plus şi anume, doi la răpire şi doi la remontare. Acest inconvenient se va putea înlătura numai atunci cînd se va trece la susţinerea metalică a abatajelor cu grinzi în consolă.

In ceea ce priveşte dirijarea presiunii în spatele frontului de abataj, pentru asigurarea unei linii de rupere uniforme a acoperişului se montează stive de lemn în fîşia învecinată cu aceea în care funcţionează transportorul cu raclete precum şi în fîşia imediat următoare acesteia astfel încît se creează o alternanţă a stivelor în lungul frontului. Stivele sînt amplasate la o distanţă de 3—5 m, în funcţie de presiunea ce se exercită în abataj. Aceste stive se construiesc din lemn vechi recuperat din abataj, cu lungimea de 1 m şi se mută odată cu transportorul pe măsura înaintării frontului de lucru şi anume în primul rînd stivele din rîndul doi şi ulterior stivele din primul rînd.

Stivele nu trebuie să rămînă în nici un caz pe loc, fiindcă prin golurile ce le-ar produce ar creea presiuni serioase în imediata apropiere a frontului.

Pentru a se uşura recuperarea şi respectiv mutarea stivelor, ele se aşează pe un pat de steril mărunt ce se depărtează uşor cu piconul, desprinzîndu-se astfel din presiunea exercitată între timp de acoperiş sau de umflarea culcuşului.

De felul cum sînt aşezate stivele, depinde în mare măsură dirijarea presiunii în abataj. In dosul stivelor acoperişul trebuie să fie întotdeauna bine surpat, iar atunci cînd acest lucru nu se poate face în mod natural, trebuie provocată surparea prin împuşcarea stîlpilor sau chiar a tavanului.

Aici intervine pasul de surpare care variază de la strat, la strat, fiind în funcţiune de comportarea acoperişului.

La mina Chiejd s-a lucrat la început cu pasul de surpare de patru fîşii libere. Presiunea în abataj nu putea însă să fie stăvilită şi dirijată cu toată susţinerea suplimentară ce se făcea. Ea se manifesta puternic pe linia frontului şi de multe ori provoca surparea abatajului, din care cauză se perturba întregul proces de producţie.

Indată ce s-a trecut la pasul de surpare indicat în fig. 2, care se poate spune că reprezintă 3 fîşii şi jumătate libere, cu surparea ondulată a acoperişului stratului, montarea abatajului a mers cu regularitate.

Lăţimea unei fîşii depinde însă de lungimea braţului de tăiere al havezei.

Iniţial, havezele de care dispune întreprinderea au avut braţul de 1,60 m lungime. Marna din acoperişul stratului fiind slabă, iar fîşia prea lată se produceau dese surpări în front, acoperişul neputîndu-se menţine la această deschidere.

Din această cauză a fost nevoie să se scurteze braţul la 1,20 m lungime, îmbunătăţindu-se astfel utilizarea maşinii. Se menţionează că la scurtarea braţului trebuie să se menţină pasul de fixare al cuţitelor pe braţ. Cuţitele originale folosite au fost armate cu plăcuţe de widia şi numai pentru completare s-au utilizat cuţite confecţionate în atelierul propriu sau atelierele IRUM-Filipeşti de Pădure. In general cuţitele acestea au corespuns atît la tăierea în cărbune, cît şi în steril, atunci cînd stratul a prezentat ondulaţii şi braţul a pătruns şi înaintat în marna din culcuş

Pentru o bună folosire a maşinii şi în general a conducerii operaţiilor miniere în abataj, este neapărat necesar ca lucrul să se efectueze după planogramă. Este preferabil ca ciclul de lucru să se repete exact în 24 ore, pentru a se da posibilitate muncitorilor să execute acelaşi fel de operaţii în tot cursul săptămînii.

La mina Chiejd, în cursul a doi ani de experimentare s-au aplicat trei planograme de lucru şi anume:

Planograma I
Schimbul I — mutarea transportorului şi dirijarea presiunii acoperişului.
Schimbul II — Havarea stratului (o fîşie).
Schimbul III — Extragerea şi evacuarea cărbunelui.

Planograma II
Schimbul I — Mutarea transportorului şi dirijarea presiunii acoperişului, concomitent cu havarea primei fîşii.
Schimbul II — Extragerea cărbunelui (6 ore) plus havarea unei jumătăţi din fîşia doua (2 ore).
Schimbul III — Continuarea havării fîşiei a doua (2 ore), plus extragerea şi evacuarea cărbunelui (6 ore).

Planograma III
Schimbul I — Mutarea transportorului şi dirijarea presiunii acoperişului plus havarea primei fîşii.
Schimbul II — Extragerea şi evacuarea cărbunelui.
Schimbul III —Mutarea transportorului şi dirijarea presiunii acoperişului, plus havarea fîşiei a doua.

Din cele trei planograme, prima este aceea care asigură funcţionarea cu regularitate a abatajului, totuşi tăindu-se numai o fîşie pe zi viteza de înaintare revine la 25 m lunar, viteză care s-a constatat nesatisfăcătoare deoarece presiunea în abataj se manifestă puternic, iar pentru bunul mers al lucrărilor trebuie să se execute o susţinere suplimentară.

Din această cauză s-a încercat aplicarea planogramei a doua, cu tăierea a două fîşii pe zi.

Pentru aceasta, în schimbul unu se făcea concomitent cu mutarea transportorului şi dirijarea presiunii acoperişului — havarea stratului, iar a doua havare se intercala între schimburi. In acest caz pentru extragerea şi evacuarea cărbunelui nu rămîneau decît şase ore, timp care era mult prea strîns şi foarte rar se putea realiza.

Prin faptul că extragerea şi evacuarea nu se făceau la timp, ciclul de lucru nu se termina în timpul fixat şi prin aceasta se produceau perturbări în procesul de producţie.

Din motivele expuse mai sus s-a trecut la planograma a treia, care asigură în medie tăierea unei fîşii şi jumătate pe zi şi o înaintare a frontului de abataj de circa 35 m pe lună.

Dezavantajul executării lucrărilor după planograma din urmă constă în aceea că muncitorii dintr-un anumit schimb nu execută continuu aceeaşi operaţie şi anume dacă astăzi efectuează mutarea transportorului, dirijarea presiunii acoperişului şi havarea, mîine vor executa, extragerea şi evacuarea cărbunelui.

Potrivit rezultatelor obţinute la I. C. Sălajul, planograma a treia este aceea care a rămas şi după care se lucrează în prezent.

In ceea ce priveşte efectivele necesare, precum şi productivităţile obţinute, menţionăm următoarele:

In general lungimea abatajelor cu front lung variază la I. C. Sălaj între 45—70 m, iar linia frontului este ocupată pe schimb cu 20 oameni, respectiv 60 oameni pe zi.

Productivitatea stratului este de 1,8—2 t/m^2.

Folosind maşina de havat în condiţiile de mai sus s-a ajuns la o productivitate pe tăietor de 5 t/post, faţă de maximum 4 t/post realizată sporadic fără haveză

De aci rezultă că prin utiizarea havezelor, productivitatea muncii a crescut în abataj cu 20—30% fapt concludent în lupta pentru introducerea avantajului combinat cu haveza la toate abatajele cu front lung.

Dar prin tăierea făgaşului în strat cu ajutorul havezei rezultă şi o economie substanţială în consumul de explozivi şi anume de 10—25%, faţă de tăierea manuală.

Cu toate rezultatele frumoase obţinute în faza incipientă în care ne aflăm, nu ne putem declara satisfăcuţi şi urmează ca prin îmbunătăţirea condiţiilor de lucru ale acestor maşini, cît şi prin aplicarea altor măsuri tehnico-organizatorice mai eficace, să mărim productivitatea muncii în abataj, contribuind astfel la majorarea producţiei şi reducerea preţului de cost al cărbunelui extras.

Contribuţii la problema utilizării cărbunilor drept combustibil casnic

Dr. ing. **Const. Creţulescu**

Ţara noastră a rămas printre ultimele ţări din Europa unde pentru încălzitul casnic, combustibilul de bază îl constituie lemnele de foc.

Dacă se ţine seama că lemnul este un material pe care-l produce numai natura şi că pădurile tăiate se regenerează în timp de mai multe decenii, nu poate constitui un fapt surprinzător că rezervele naturale de lemn de foc au devenit foarte reduse.

Ca urmare a acestui fapt, s-au luat din timp măsuri de raţionalizare a consumului de lemn de foc şi s-a legiferat restrîngerea consumului şi economisirea lemnelor — ca lemne de foc — şi înlocuirea lor cu alţi combustibili mai puţin deficitari.

Deşi ţara noastră este în fericita situaţie că posedă importante rezerve naturale de tot felul de combustibili — gazoşi, lichizi şi solizi — considerente juste din punct de vedere economic, tehnic şi organizatoric au îndreptăţit orientarea politicii înlocuirii lemnelor de foc către cărbunii bruni şi ligniţi — adică spre acele varietăţi de cărbuni care sînt cei mai răspîndiţi în ţara noastră.

In ţările unde încălzitul casnic se face cu cărbuni, aceştia se ard în sobe speciale de cărbuni — sobe de ceramică sau sobe metalice.

Trecerea de la încălzitul cu lemne de foc, la încălzitul cu cărbuni, s-a lovit de la început în ţara noastră de impedimentul că cele mai răspîndite sobe pentru încălzitul locuinţelor, sînt sobele de teracotă construite pentru arderea lemnelor, celălalt tip mai răspîndit de sobe fiind sobele metalice de tip „Godin" destinate a arde atît lemne cît şi cărbuni.

Pe de altă parte, cărbunii ce sînt puşi la dispoziţia publicului consumator în depozitele de vînzare, nu reprezintă o calitate unitară de cărbune, nici în ce priveşte structura şi caracteristicile fizico-chimice şi nici ce priveşte comportarea în procesul de ardere.

Redăm mai jos varietăţile comerciale de cărbuni, ce servesc populaţiei pentru încălzitul casnic:

— lignit brut;
— lignit deshidratat;
— cărbune brun brut;
— brichete de cărbuni bruni;
— cărbune brun spălat Valea Jiului;
— cărbune brun blocuri Valea Jiului;
— brichete din cărbuni bruni de Valea Jiului.

Varietăţile de cărbuni de mai sus sînt destinate în prezent să înlocuiască lemnele de foc în gospodărie, la încălzit şi gătit.

Incălzitul casnic în R.P.R. se face în prezent, în afară de sobele de teracotă construite pentru a arde lemne şi de sobele metalice — ce ard lemne şi cărbuni — de tip „Godin" menţionate mai înainte, cu sobe speciale pentru cărbuni de tip Zephir sau Flacăra-Ploieşti sau în fine folosindu-se sobe obişnuite de tablă, numite şi *„tobiţe"*, confecţionate de tinichighii şi foarte răspîndite în masa populaţiei de la periferiile oraşelor.

Maşinile de gătit ce funcţionează cu lemne de foc, sînt în general din tablă de fier cu placă de fontă prevăzută cu ochiuri, avînd formatul de *cizmă* sau într-o execuţie mai robustă, construite din fontă şi tablă emailată, cum sînt maşinile tip „Vesta" de la Oradea.

Din cele expuse mai sus remarcăm în primul rînd varietatea de cărbuni ce sînt distribuiţi pentru scopuri menajere populaţiei — varietate de cărbuni care include în sine noţiunea unei nete diferenţieri de compoziţie chimică şi, ca urmare logică, o comportare deosebită în procesul de ardere, care este o înlănţuire de fenomene chimice.

In al doilea rînd, remarcăm diversitatea sobelor de încălzit şi a maşinilor de gătit şi conexînd varietatea de cărbuni cu diversitatea instalaţiilor de ardere utilizate în gospodărie, tragem concluzia îndreptăţită, că pentru o folosire justă a cărbunilor în locul lemnelor de foc, nu se poate face o recomandare unică cu valabilitatea generală pentru toate felurile de sobe şi toate varietăţile de cărbuni.

Direcţia Generală de Aprovizionare a Populaţiei cu Combustibil de pe lîngă Consiliul de Miniştri a elaborat în 1955 o broşură cuprinzînd: *„Recomandări practice pentru arderea cărbunilor în sobele de uz casnic"*, în care se indică atît pentru încălzitul cu sobe de teracotă şi cu sobe metalice cît şi pentru maşinile de gătit, utilizarea generală a cărbunilor asociaţi cu lemne de foc, în proporţie de 60—70% cărbuni şi 30—40% lemne.

Din cele expuse mai sus, rezultă în mod neîndoelnic că nu pot fi utilizate în modul cel mai just aceleaşi cantităţi de cărbuni — indiferent de calitatea lor — în ori ce fel de sobă, de teracotă sau metalică, sau la maşini de gătit, a căror construcţie este diferită de a sobelor de încălzit.

In cele ce urmează, vom reda unele prescripţii juste de utilizare a cărbunilor drept combustibil casnic, ţinînd seama de caracteristica sobei în care se face arderea cărbunelui şi de caracteristicile termochimice ale varietăţii de cărbune utilizat.

Prescripţiunile de mai jos, sînt elaborate în urma unor serii de observaţii şi încercări de laborator, şi verificate apoi în practica de toate zilele, pe mai multe tipuri de sobe şi pe toate varietăţile comerciale de cărbune.

1. *La maşini de gătit*, nu recomandăm să se ardă cărbuni. Aceste maşini care au plita din fontă prevăzută cu ochiuri, care de multe ori sînt scoase, peste locurile goale aşezîndu-se vasele de bucătărie, permit pe la ochiuri ieşirea gazelor de distilare şi a vaporilor de gudron în spaţiul ambiant.

La unele maşini de gătit de fabricaţie străină care au plita omogenă — fără ochiuri — poate fi utilizat la gătit *lignit deshidratat* (50%) asociat cu lemn de foc (50%), asigurîndu-se în timpul arderii un tiraj bun de aer.

2. *La sobele de teracotă şi de zid,* construite pentru a se arde în ele lemn de foc, se recomandă a se utiliza lignit (70%) asociat cu lemne de foc (30%).

Lignitul se apropie de lemn atît prin puterea calorifică (2 800—3 000 kcal/kg la lignit faţă de circa 2 500 kcal/kg la lemne) cît şi prin conţinutul de oxigen (44% la lemne faţă de 30—32% la lignit).

Lignitul avînd o putere calorifică mai mare şi mai puţin oxigen, se înţelege că într-o sobă care este construită pentru arderea lemnelor, trebuie să se ardă deodată ceva mai puţin lignit şi cu un tiraj mai mare de aer, pentru a se compensa prin accesul de aer, lipsa de oxigen din constituţia lignitului.

O condiţie esenţială şi care trebuie mereu avută în vedere şi mereu recomandată populaţiei, este ca soba să fie în perfectă stare de funcţiune, să nu prezinte crăpături sau neetanşeităţi şi să aibe permanent coşurile curăţate.

Este de preferat să se alimenteze soba de mai multe ori cu cantităţi mai mici de lignit (1—1,5 kg), pînă la încălzirea finală a sobei, decît să se alimenteze soba deodată cu o cantitate mai mare de lignit.

Acest lucru este valabil şi pentru celelalte varietăţi de cărbuni şi trebuie respectat mai ales la sobele de teracotă construite pentru lemne, care nu au un tiraj aşa de puternic ca sobele metalice.

In tot timpul arderii uşa cenuşarului trebuie să fie deschisă.

Motivarea celor afirmate mai sus este următoarea : Să admitem că prin uşa cenuşarului vine un tiraj de aer care aduce o cantitate de oxigen pe care o notăm cu O_2. Dacă se utilizează o cantitate mică de cărbuni, de exemplu 1 kg, pe care s-o notăm cu C, atunci se poate produce o ardere completă, conform ecuaţiei :

$C + O_2 = CO_2$ (bioxid de carbon, gaz netoxic).

Dacă însă se pune peste jăratecul de pe grătar, o cantitate de cărbuni de două ori mai mare, să zicem egală cu 2 C, se înţelege că tirajul este acelaşi, căci pe uşa cenuşarului nu poate să intre odată aer mai mult şi altă dată mai puţin — la aceiaşi deschidere a uşii cenuşarului şi aceiaşi stare a timpului — atunci reacţia de ardere va fi a unei arderi incomplete :

$2C + O_2 = 2CO$ (oxid de carbon, gaz toxic)

şi în cazul cînd soba prezintă crăpături, sau nu are tirajul bun, atunci acest gaz toxic va ieşi din sobă şi va vicia aerul din cameră.

Chiar dacă tirajul sobei este bun şi toată cantitatea de cărbune de pe grătar s-a transformat într-o masă roşie de jăratec, există posibilitatea de a se produce oxid de carbon, care poate ieşi din sobă în cameră, dacă soba este crăpată sau are neetanşeităţi.

Explicaţia acestui fapt se face prin aceea că imediat deasupra grătarului se formează o zonă de oxidare violentă a cărbunelui, care se aprinde din cauza afluxului de oxigen, adus de aerul de la tiraj şi formează bioxid de carbon :

$C + O_2 = CO_2$

Acest bioxid de carbon format pe primul strat de cărbune incandescent, care se consumă treptat degajînd CO_2 caută să se urce în sus şi să străbată straturile de deasupra de cărbuni înroşiţi.

Aceste straturi de cărbune incandescent aflate deasupra primului strat, au însă un efect de reducere a bioxidul de carbon ; formează deci o *zonă de reducere* şi se produce în aceste condiţii, următoarea reacţie chimică :

$CO_2 + C = 2CO$

adică se formează oxid de carbon toxic.

Acest gaz toxic poate ieşi din sobă în cameră, dacă soba prezintă găuri, crăpături sau neetanşeităţi.

Prin urmare pentru a nu se produce acest fenomen, trebuie ca stratul de cărbune incandescent să fie subţire, deci trebuie puşi în sobă puţini cărbuni deodată.

3. *A treia recomandare* este ca persoanele care ard cărbuni în sobe metalice din fontă (tip ,,Godin) sau din tablă de fier, *să nu alimenteze aceste sobe cu cărbuni în aşa de mare cantitate încît să înroşească soba.*

Aceste sobe din cauză că au un tiraj mai bun, pot fi alimentate cu 2—3 kg lignit deodată — depinde de mărimea sobei — dar să nu fie încinse pînă la roşu.

Experienţa ne-a arătat şi literatura de specialitate confirmă acest lucru, că fonta înroşită sau tabla de fier înroşită devine permeabilă pentru oxidul de carbon, care trece astfel ca printr-un filtru în spaţiul ambiant.

4. In tot timpul încălzirii sobelor cu cărbuni, uşa cenuşarului trebuie ţinută deschisă. Cînd încălzirea sobei s-a terminat şi pe grătar se află jăratic de cărbuni, *uşa cenuşarului va fi menţinută deschisă pînă ce toată cantitatea de jăratec s-a consumat transformîndu-se în cenuşe.*

Abia atunci cînd s-a consumat tot jăratecul din sobă, se va închide uşa cenuşarului şi soba încălzită va radia căldură în mediul înconjurător, fără să mai fie alimentată cu cărbuni.

5. Este de preferat ca atunci cînd publicul cumpără cărbuni, să fie întrebat de vînzătorul de la depozitul de combustibil, *în ce fel de sobă va arde cărbunii* şi atunci să i se facă următoarele recomandări de utilizare a cărbunilor :

a) *La sobe de teracotă şi de zid :* Lignit, cărbuni bruni şi brichete ovoidale. Brichetele ovoidale se vor utiliza în cantitate de max. 1 kg. (circa 15 buc) aşezate pe un pat bun de jar de lemne, avînd tiraj bun de aer. Realimentarea focului cu brichete se va face numai împreună cu lemne de foc (50% brichete şi 50% lemne) asigurîndu-se un tiraj bun de aer.

Interzis: cărbuni de Valea Jiului.

b) *La sobe Godin şi alte sobe metalice pentru cărbuni, prevăzute cu căptuşeli interioare de material refractar :* Lignit, cărbuni bruni, brichete ovoidale şi cărbuni de Valea Jiului, ultimii cu o alimentare moderată (cantitate pe jumătate cît lignitul).

c) *La sobe din tablă de fier (tobiţe, alte sobe din tablă confecţionate de tinichigii) :* Lignit şi cărbuni bruni în cantitate mică pentru alimentare.

In nici un caz: Brichete ovoidale sau cărbuni de Valea Jiului.

d) *La toate sobele metalice* (din fontă şi din tablă). Se va atrage atenţia ca să nu se alimenteze aceste sobe pînă la înroşirea lor.

6. Intrucît prin arderea cărbunilor canalele de fum ale sobelor se înfundă mai repede decît atunci cînd se ard numai lemne, trebuie să se aibă permanent în vedere ca *sobele să fie cît mai des curăţate.*

Recomandările de utilizare de mai sus s-au făcut avîndu-se în vedere o funcţionare în bune condiţii şi pentru o durată cît mai lungă a sobelor, astfel ca să se evite deteriorarea lor, înfundarea canalelor de fum şi a coşurilor, precum şi emanaţiile de oxid de carbon în spaţiul ambiant.

Utilizarea cu prudenţă a brichetelor ovoide este recomandată şi din cauză că sub această denumire, publicul cumpără plătind acelaşi preţ — atît brichete din cărbuni bruni, cît şi brichete din cărbuni de Valea Jiului, care avînd o putere calorifică de două ori mai mare decît a lignitului, trebuie arse cu atenţie în sobele de uz casnic.

Problema emanaţiilor de oxid de carbon

Ori de cîte ori este vorba de încălzitul unei camere cu cărbuni, fie că se folosesc sobe de teracotă sau sobe metalice, se pune mereu problema emanaţiilor de oxid de carbon în spaţiul ambiant.

Oxidul de carbon este un gaz foarte toxic, o concentraţie de 0,2% vol. CO în aerul respirat, duce în 2—3 ore la proporţia de 66% carboxihemoglobină în sînge, cauzînd moartea.

Fiind un gaz lipsit de coloare, de gust şi miros, oxidul de carbon nu îşi semnalează prezenţa în aer şi din această cauză poate determina pe neaşteptate intoxicaţii grave, de multe ori cu efecte mortale.

Din această cauză depistarea oxidului de carbon în încăperile încălzite cu sobe ce ard cărbuni, este o problemă de o deosebită importanţă.

Pentru a realiza depistarea eficace a CO în aer, metoda trebuie să fie suficient de *sensibilă*, pentru a semnala prezenţa gazului în aer la concentraţii mult sub 0,2% şi *specifică*, deci pe cît posibil să nu fie influenţată de gaze străine, care însoţesc în mod obişnuit oxidul de carbon (hidrogen, hidrocarburi, bioxid de sulf etc.).

Primul reactiv găsit pentru depistarea oxidului de carbon a fost clorura de paladiu în anul 1857.

De atunci a trecut aproape un secol, numărul reactivilor pentru identificarea oxidului de carbon a crescut, unii dintre aceşti reactivi prezentînd o mare sensibilitate, mai toţi însă fiind prea puţin specifici.

Un reactiv romînesc pentru depistarea şi dozarea Oxidului de Carbon din aer

O contribuţie importantă la problema depistării şi dozării oxidului de carbon din aer, o aduce cercetătorul romîn Dr. Gh. Ciuhandu de la Institutul de Higienă R.P.R. — filiala Timişoara — printr-o inovaţie înregistrată în ianuarie 1956 la Ministerul Sănătăţii.

Autorul de mai sus, prepară pentru prima oară un reactiv nedescris în literatura de specialitate, care este complexul de argint al acidului parasulfonamidobenzoic, substanţă a cărei sare de sodiu solubilă în apă, dă cu oxidul de carbon o intensă reacţie de coloare, permiţînd depistarea gazului pînă la o concentraţie de 1 : 1 000 000.

Acidul parasulfonamidobenzoic necesar preparării noului reactiv, se obţine fără nici o greutate prin oxidarea para-toluensulfonamidei, care rezultă în cantităţi mari, ca produs secundar, la fabricarea zaharinei.

Soluţia reactivă pentru oxidul carbon se obţine din următoarele componente:

1 Vol. Nitrat de argint $\frac{n}{10}$

1 Vol. Para-Sulfonamidobenzoat de sodiu $\frac{n}{10}$

0,5 Vol. Hidroxid de sodiu $\frac{n}{1}$

Se amestecă nitratul de argint cu soluţia de parasulfonamidobenzoat de sodiu şi se scutură puternic. Se adaugă hidroxidul de sodiu care solubilizează precipitatul. Se obţine astfel o soluţie incoloră, alcalină de argento-sulfonamidobenzoat de sodiu, care poate servi direct la depistarea oxidului de carbon din aer.

Reactivul nu este compatibil cu hidrogenul sulfurat.

In prezenţa oxidului de carbon, soluţia indicatoare de mai sus se colorează treptat în galben sau brun.

Virajul în galben apare cu atît mai repede, cu cît concentraţia gazului este mai mare.

Măsurînd timpul necesar observării virajului, se poate determina şi concentraţia gazului în aer, cu precizie suficientă pentru scopurile urmărite în practică.

Utilizînd la recoltarea probelor de aer contaminat cu oxid de carbon, baloane Erlenmeyer de 1 000 cm^3 şi în prezenţa a 10 cm^3 soluţie indicatoare preparată ca mai sus, se obţin următoarele valori:

CO %	Timp de viraj în galben
0,200	circa 10 secunde
0,100	„ 30 „
0,050	„ 1 minut
0,010	„ 2 minute
0,005	„ 6 „
0,001	„ 20 „
0,0001	peste 8 ore

Rezultă deci, că prin agitarea aerului de examinat cu soluţia indicatoare de argento-sulfonamidobenzoat de sodiu în condiţiile de mai sus, oxidul de carbon poate fi depistat în aer pînă la limita de 1 : 1 000 000 stabilind totodată şi concentraţia lui.

Metoda prezentă este simplificată pînă la ultima limită astfel că poate fi realizată cu un minimum de aparatură şi de reactivi fapt nemai întîlnit la vreo altă metodă.

Culoarea rezultată nu este un efect de contrast, ca în cazul carboxihemoglobinei în cîmpul spectroscopic, şi creşte proporţional cu grosimea stratului, astfel că poate fi colorimetrată.

In vederea depistării continuie a prezenţei oxidului de carbon în spaţiile încălzite cu sobe ce ard cărbuni, se lucrează în prezent la construirea unui prototip de avertizor pentru depistarea acestui gaz toxic.

Principiul avertizorului se bazează pe faptul că prin barbotarea continuă a aerului din spaţiul încălzit într-o fiolă ce conţine reactivul de mai sus se poate urmări în timp virarea culorii reactivului şi implicit momentul cînd aerul din cameră conţine oxid de carbon în concentraţia toxică.

Utilizarea unui asemenea avertizor pentru oxidul de carbon din aer, constituie fără îndoială un aport important la problema încălzitului casnic cu cărbuni.

Contribuții la prevenirea focurilor în stratele groase de cărbuni, din bazinul Văii Jiului

Ing. C. Jurcă

In exploatarea stratelor groase de cărbuni din bazinul Văii Jiului sînt cazuri cînd exploatarea lor nu se poate continua în adîncime. Din cauză că sînt autoimflamabile, se abandonează anumite porțiuni din strat sub care se crează zone de izolare cu rambleu.

Abandonarea rezervelor se face de obicei în cazurile cînd nu se poate lichida unele focuri vechi sau mai rar cînd se părăsește o zonă de strat șistoasă sau se face o nivelare între blocurile unui strat sau se lasă stîlpi pentru protejarea unor lucrări miniere sau se reia exploatarea sub lucrări vechi exploatate neregulat.

Aceste strate sînt stratele nr. 3 și 5, cu prezentare lenticulară sau în blocuri tectonice, cu înclinări în actualele cîmpuri de exploatare de 90°—25°. Grosimea stratului 3 pe normală este de 15—60 m, iar a stratului 5 de 3—9 m.

In lucrarea de față ne vom ocupa de prevenirea focurilor endogene în stratele groase nr. 3 și 5 de la mina Lupeni cu ocazia executării unor zone de izolare.

In ultimii ani, cu ocazia executării zonelor de izolare s-au produs focuri care au avut oarecari consecințe asupra exploatării normale a stratelor groase de cărbuni. Unele focuri nici în 5 ani n-au putut fi stinse sau izolate avînd ca urmare închiderea unor blocuri parțial sau total, creindu-se denivelări în cadrul blocului sau între blocuri, scăzînd capacitatea de producție a minei și cauzînd cheltuieli suplimentare care ridică prețul de cost al cărbunelui.

In cele ce urmează vom descrie două focuri apărute cu ocazia executării unor zone de izolare.

1. Focul din abatajul Nr. 10 C, stratul 3, blocul V, oriz. 621—565 (Planșa I)

Stratul 3, blocul V, a fost exploatat în trecut pînă la oriz. 650 m. In anul 1926, în dreptul abatajului 10 A, în galeria betonată care traversa stratul de cărbune la orizontul 640 m s-a produs o surpare în tavanul galeriei. Din această surpare s-a încărcat circa 2 000 t cărbune, pînă cînd a apărut focul și cînd stratul a fost închis. Stratul în această regiume e format din cărbune curat și foarte sfărîmicios, din care cauză este ușor autoinflamabil. Incercările făcute de a redeschide zona incendiată în anii 1929, 1940 și 1946 nu au dat rezultate. In anul 1950 s-a hotărît părăsirea stratului între oriz. 650 și 621 urmînd a se crea o zonă de rambleu pneumatic de la oriz. 621 în jos.

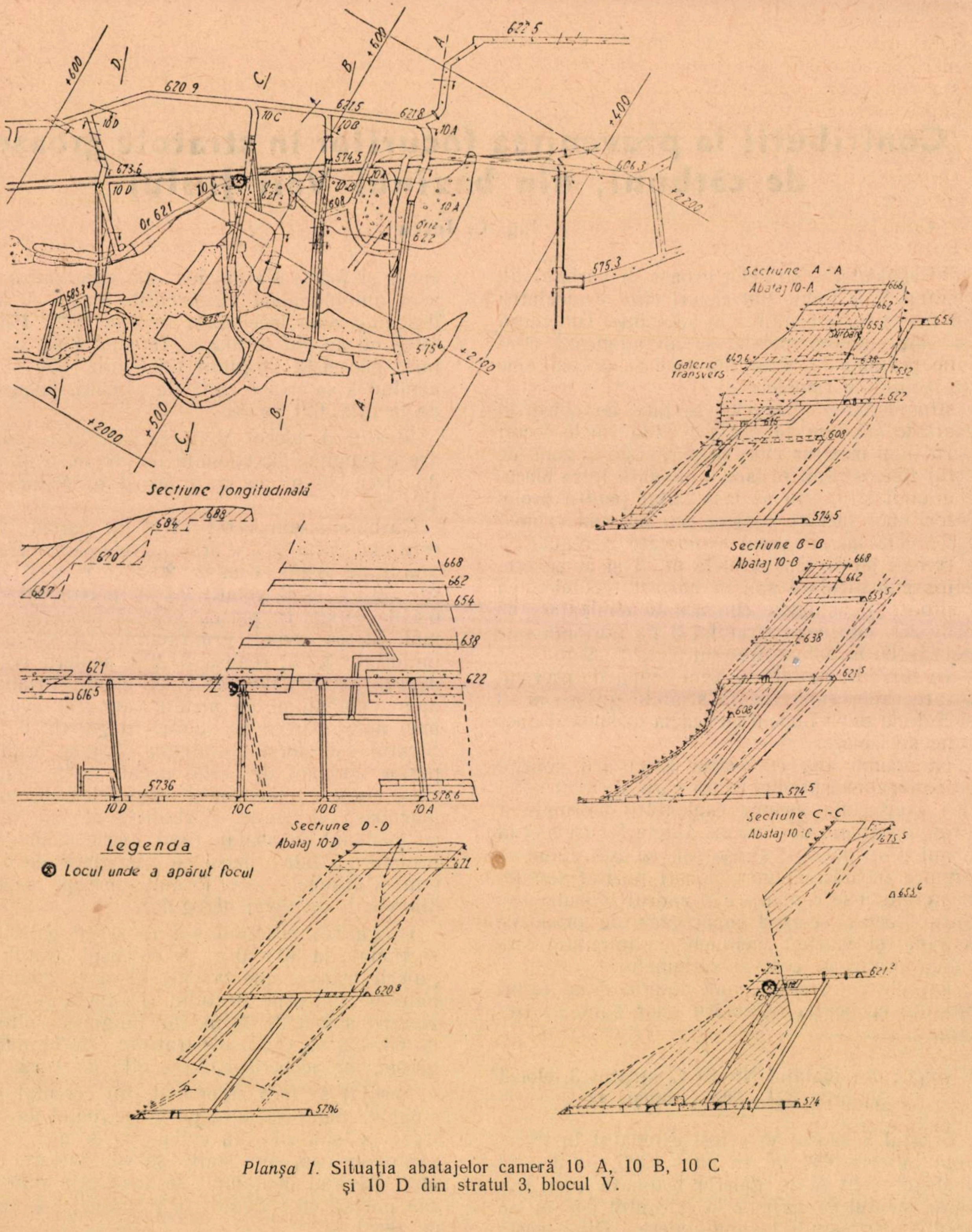
Stratul 3, blocul V, între oriz. 621—565 m are o lungime direcțională de 360 m, o grosime de circa 30 m pe normală și o înclinare de 45—55°.

Cărbunele din acest strat în partea estică este mai curat și are următoarele caracteristici: umiditate 3,2%, cenușă 20,3%, materii volatile 33,1%, sulf volatil 2,4%, putere calorifică 6 418 cal/kg. In partea vestică cărbunele este mai sistos avînd următoarele caracteristici: umiditate 3,2%, cenușă 31,2%, materii volatile 32,0%, putere calorifică 5 522 cal/kg. In abataje apar emanațiuni de metan cari sînt evacuate prin aeraj parțial pe suitori în galeria de cap. Stratul este format dintr-un cărbune brun superior apropiat de huilă, uscat, foarte sfărîmicios, curat cu intercalații neregulate de argilă marnoasă și gresie. Cărbunele se taie numai cu ciocanul de abataj, fiind foarte moale și se transformă într-o masă cu granulație de 0—10 mm. Cărbunele este format aproape exclusiv din vitrit, cu clivaj neregulat.

Pregătirea stratului s-a făcut cu galerii direcționale la 30—40 m de culcușul stratului cu galerii transversale la cîte 40 m și suitori săpate pe culcușul stratului. Distanța între orizonturi a fost de 48 m, iar lungimea suitorilor de 60—70 m. Culcușul stratului este format din gresie, iar acoperișul din argilă marnoasă.

Aerajul se face ascendent din curentul principal de aer care intră pe la orizontul de bază, trece pe suitorile din culcuș și de aici la orizontul de cap, spre stația de ventilatoare „Planir". Aerajul abatajului se face prin difuziune sau parțial cu ventilatoare pneumatice și tuburi de aeraj.

La săparea suitorii nr. 10 C, la 8 m sub orizontul 621, s-a produs o surpare în stratul de cărbune, care s-a transmis pînă deasupra ori-


+600
D
C
B
+600
A
622.5
620.9
621.5
621.8
10C
10B
10A
10D
+400
673.6
574.5
606.3
10D
10C
Or. 621
621
608
10A
Oriz. 622
+2200
575.3
583.3
625
575.6
+2100
D
+500
C
B
A
+2000
Sectiune longitudinală
684
688
670
657
668
662
654
638
621
616.5
622
573.6
576.6
10D
10C
10B
10A
Legenda
Locul unde a apărut focul
Sectiune D-D
Abataj 10-D
671
620.8
573.6
Sectiune A-A
Abataj 10-A
666
662
653
654
Şirbari
Galerie transvers
642.6
638
632
622
615
608
574.5
Sectiune B-B
Abataj 10-B
668
662
653.5
638
621.5
608
574.5
Sectiune C-C
Abataj 10-C
675.5
653.6
621.2
574

Planşa 1. Situaţia abatajelor cameră 10 A, 10 B, 10 C şi 10 D din stratul 3, blocul V.

zontului 621, deoarece din neglijență s-a încărcat și 26 tone de cărbune. Neputînd continua săparea în strat de jos în sus cărbunele fiind complet mărunțit, s-a terminat suitoarea prin adîncire de la oriz. 521 în jos. Exploatarea s-a început în anul 1951 prin extragerea unei felii orizontale de 3 m grosime cu abataje-cameră direcționale la nivelul orizontului 621 și s-a rambleiat pneumatic. S-a extras apoi deasupra acestei felii, încă o felie de 3 m grosime. În cursul exploatării, la 28.XI.1951 s-a produs o surpare a tavanului de cărbune în dreptul suitorii. Surparea a fost prinsă cu frigări, rămînînd deasupra cărbune afînat și foarte mărunt.

Golul a fost parțial rambleiat pneumatic. La 8 m spre est de suitoare s-a mai produs o surpare de circa 10 m^3 din tavanul de cărbune, care a fost apoi ridicat și golul creat a fost umplut cu stive de lemn.

Ambele felii au fost rambleiate pneumatic, neexistînd posibilitatea de rambleiere hidraulică.

Sub orizontul 621 s-a început exploatarea stratului cu abataje-cameră direcționale în felii orizontale descendente cu rambleu pneumatic. În timp ce se extrăgea a doua felie sub orizontul 621, la 7 mai 1952 au apărut gaze la locul de muncă în partea estică, iar în dreptul suitorii a apărut în ziua următoare foc deschis. Focul luînd naștere deasupra celor 2 felii rambleeate și trecînd prin armăturile de lemn în jos nu s-a reușit scoaterea lui direct, ci s-a procedat la închidere prin construirea unor diguri din blocuri de beton în galeriile transversale de la oriz. 565 și 621. În galeria transversală de legătură cu galeria veche de cercetare de sub acoperiș s-a construit un dig de ciutaci cu lut în stratul de cărbune. Ulterior aceste galerii în cărbune au fost rambleeate pneumatic. Digurile de la intrare și ieșire au fost închise simultan.

În luna mai 1954 s-a început exploatarea în abatajul vecin 10 B, extrăgîndu-se întîi o felie de 3 m grosime în partea estică, la oriz. 621, care a fost rambleeată hidraulic. În ziua de 26 mai 1955 în timp ce se curăța cărbunele la culcuș la hotarul abatajului 10 C, au apărut gaze de distilarea cărbunelui și apoi fum. S-a rambleeat hidraulic porțiunea extrasă pînă la suitoarea 10 B, lăsîndu-se un mic stîlp de cărbune pe culcuș care nu s-a mai putut extrage deși s-a lucrat cu salvatori. Apoi abatajul 10 B s-a închis cu diguri din blocuri de beton în galeriile transversale de la oriz. 621—565.

În abatajele vecine 10 A și 10 D, în curs de exploatare, nu s-au semnalat gaze.

Reactivitatea focului a fost posibilă datorită faptului că la săparea suitorii în steril 10 C, acesta dintr-o greșeală topografică a străpuns chiar sub digul din galeria transversală 10 C oriz. 621, făcînd posibilă pătrunderea aerului prin abatajul 10 C și ieșirea lui prin abatajul 10 B, în curs de exploatare.

În urma acestora s-a renunțat a se deschide abatajul 10 C la oriz. 621, deoarece cărbunele mărunt fiind parțial transformat în semi cox, la primul curent de aer se aprinde și deci extragerea lui ar fi fost împiedicată de fum, chiar dacă s-ar lucra cu salvatori. De altfel focul fiind deasupra unor felii rambleeate care s-au lăsat, au fost posibile acumulări de metan chiar în zona focului și unde nu se putea controla prezența metanului.

În luna martie 1955 s-a deschis abatajul 10 C la oriz. 565 printr-o galerie transversală nouă. Ajungînd cu preabatajul direcțional în dreptul galeriei vechi, transversale prin strat 10 C, s-a găsit digul de lut cu ciutacii arși complet. În spatele digului s-a găsit jăratec de cărbune. Gaze de combustiune nu s-au semnalat nici la oriz. 565 și nici la oriz. 621, ceea ce denotă că au găsit un drum de ieșire prin lucrările vechi spre suprafață. Exploatînd cu abataje transversale spre suitoarea 10 C, s-a constatat că focul a coborît de la oriz. 621 pe suitoarea în cărbune. Încercînd să se extragă o felie deasupra feliei de vatră rambleiată hidraulic, s-a constatat că deasupra galeriei transversale cărbunele s-a surpat pe distanțe mari și că în cărbunele surpat se găsesc cuiburi de foc. Din cauza fumului, a surpărilor, a cuiburilor de foc, lucrarea cu salvatori se făcea foarte greu și a trebuit să fie întreruptă, rambleindu-se camera extrasă.

În luna august 1955 s-a încercat redeschiderea focului la cota 615 care corespunde cu a treia felie sub oriz. 621. Ajungînd la suitoarea din cărbune s-a intenționat înămolirea focului din suitoare și regiunea de la gura suitorii de la oriz. 565. Dintr-o neglijență s-a împușcat chiar deasupra suitorii provocîndu-se o surpare în cărbune, coborîndu-se și focul de deasupra oriz. 621, încercarea fiind astfel compromisă. Galeria transversală a fost apoi rambleeată hidraulic.

Apoi s-a procedat la extragerea cărbunelui din jurul gurii suitorii din galeria transversală 10 C, lucrare care s-a executat cu destule greutăți din cauza gazelor și fumului. Focul a fost ținut la distanță cu injectoare confecționate din țevi de 12 mm diametru și 3 m lungime prin care se pulveriza apă sub presiune. Lucrările s-au executat fără salvatori, fiind în apropiere 2 salvatori pe schimb pentru ridicarea grinzii și pentru primul ajutor în cazuri de gazare. În ziua de 27.XI.1955 oprindu-se apa de stropire dintr-o neglijență de la suprafață, focul a luat o dezvoltare mare astfel că operațiile de stingere au fost întrerupte. S-a lucrat totuși la rambleerea camerelor exploatate. În ziua de 2.XII.1955 căzînd jăratec de cărbune într-o acumulare de apă de la rambleu pe vatra abatajului s-a produs o explozie slabă. Această explozie s-a manifestat sub forma unei răbufniri de aer fierbinte spre galeria transversală.

În luna decembrie 1955 s-a reușit să se rambleeze preabatajele de la oriz. 565 și să se îndiguiască galeria transversală nouă 10 C.

Avînd în vedere că în felia de vatră de la oriz. 565 la abatajul vecin 10 D, rambleerea nu s-a făcut perfect pînă la tavan, focul de la abatajul 10 C s-a extins pînă în galeria transvarsală 10 D unde din luna februarie 1956 se lucrează la extragerea unui stîlp de cărbune de la culcuș, pentru ca apoi să se poată îndigui și această galerie transversală.

Pentru lichidarea acestui foc s-a proiectat atacarea stîlpului de cărbune la oriz. 606 cu o galerie transversală din suitoarea situată în culcuș 10 C. Ajungînd la suitoarea în cărbune se va încerca înămolirea focului de deasupra zonei de rambleu de la oriz. 565 și apoi se va începe exploatarea cu felii orizontale descendente și rambleu hidraulic, părăsind un stîlp de cărbune de 12 m între oriz. 606—615.

La acest foc se remarcă ușurința extraordinară de reaprindere a cărbunelui. Astfel, la redeschiderea galeriei vechi de sub acoperiș la oriz. 565, după ce s-a înaintat cu frontul unde focul a trecut deasupra rambleului, la cîțiva metri în urmă apăreau în pereții galeriei cuiburi de jăratec care se îndepărtau apoi cu lopata. Cărbunele din zonele incendiate apare sub formă de cox și semi cox.

Focul din abatajul 10 C, stratul 3, blocul V a imobilizat rezerve de circa 160 000 t cărbune și a contribuit la reducerea capacității de producție a minei cu circa 100 t/zi (abatajele 10 B, 10 C, 10 D). În cazul cînd focul se va extinde în restul abatajelor, capacitatea minei va scădea cu 200 t/zi (abatajele 10 A, 10 B, 10 F, 10 G).

Greșelile comise care au condus la producerea focului au fost: surpările în tavanul de cărbune din suitoare și din abataj, și neîndiguirea galeriei transversale de la orizontul de cap după ce s-a început exploatarea sub orizontul de cap.

2. Focul din abatajul Nr. 2, stratul 5, blocul II, (planșa 2)

Stratul 5, blocul II a fost exploatat în trecut numai în partea vestică. În partea estică s-a lăsat un stîlp de cărbune pentru protecția galeriei principale de transport de la puțul Ileana spre stratul 8—9 la oriz. 650. Terminîndu-se exploatarea stratului 8—9 pînă la oriz. 565, s-a început exploatarea stîlpului din stratul 5, blocul II. Această porțiune de strat intrînd în stîlpul de siguranță al puțului Ileana și neavînd orizont de cap, s-a hotărît părăsirea stratului deasupra orizontului 650 și crearea unei zone de izolare sub acest orizont.

Stratul 5, blocul II, avînd o lungime direcțională de circa 120 m, cu o grosime de circa 6 m pe normală și o înclinare de 25—30°, a fost pregătit între oriz. 650 și 621. Cărbunele are următoarele caracteristici: umiditate 2,6%, cenușă 23,1%, materii volatile 29,1%, sulf 4,8% și o putere calorifică de 6 283 cal/kg. Emanațiunile de metan sînt reduse, stratul fiind deschis și pregătit încă din anul 1949. Stratul este format din cărbune curat aproape exclusiv din vitrit, fără intercalații și stratul paprica din acoperiș, caracteristic stratului 5 din celelalte blocuri.

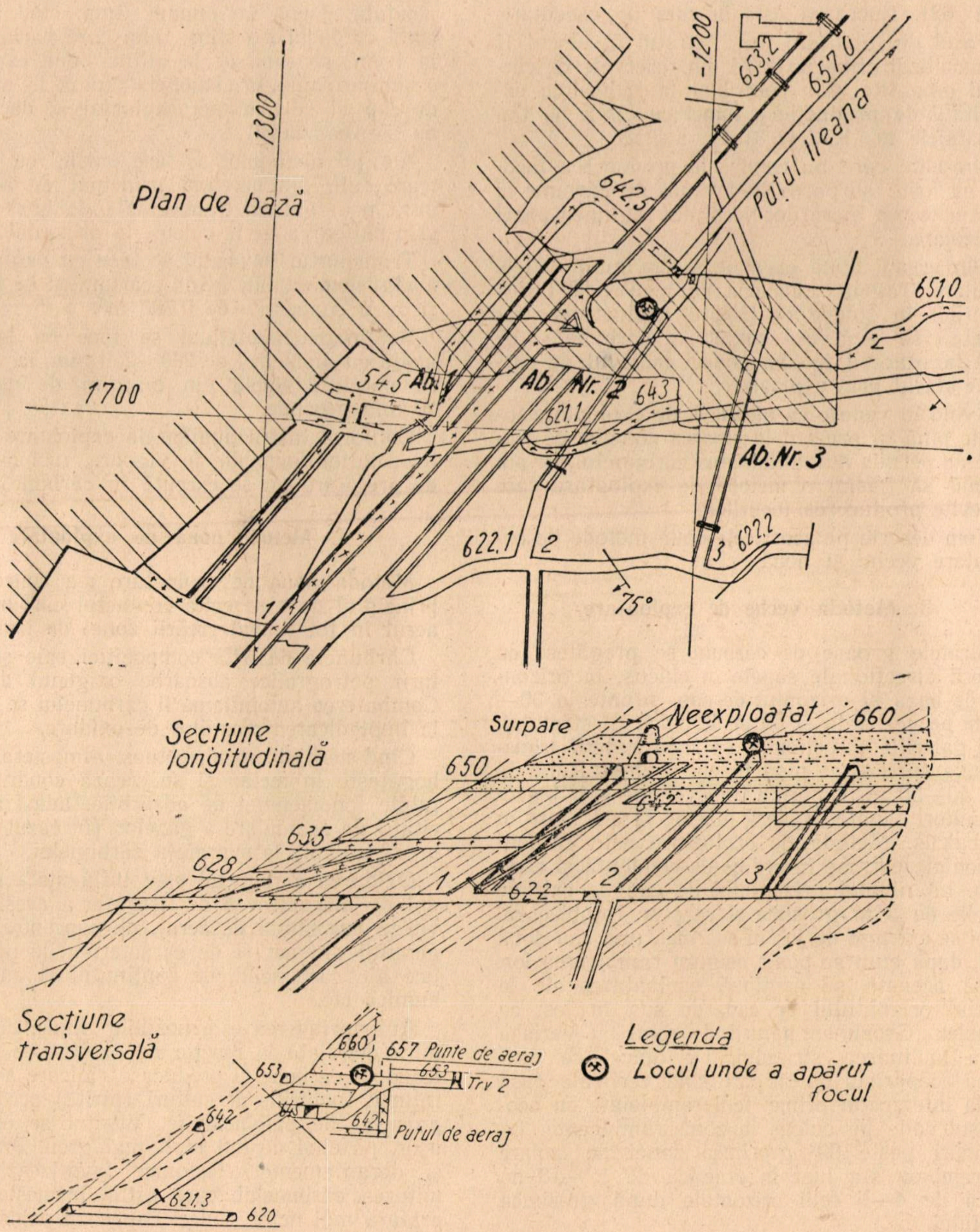
Culcușul stratului este format din gresie, iar acoperișul din argilă grezoasă.

Pregătirea stratului s-a făcut cu galerii direcționale în steril la 30 m de culcușul stratului, cu galerii transversale la cîte 40 m și suitori săpate pe culcușul stratului. Distanța între orizonturi este de 31 m iar lungimea suitorilor este de 60 m. După exploatarea unei felii suitorile se adîncesc în culcușul stratului.

Zona de izolare a început să fie pregătită din luna ianuarie 1952 prin exploatarea unei felii orizontale de 3 m grosime care a fost rambleeată hidraulic. Apoi s-a extras de jos în sus încă două felii de cîte 3 m grosime prin abatajele de la extremități nr. 1 și 3, care au fost și ele rambleeate tot hidraulic.

La exploatarea feliei a 2-a de deasupra oriz. 650 s-a produs în luna mai 1954 o surpare sub tavanul de cărbune din galeria transversală betonată. Din cauza acestei surpări, nu s-a mai atacat felia 3-a și s-a început exploatarea stratului cu camere transversale în felii orizontale descendente cu rambleu hidraulic. În timp ce se exploata felia 3-a sub orizontul 650, la 25 august 1955, au apărut în galeria transversală nr. 2 gaze de distilarea cărbunelui, iar în ziua următoare a apărut și fum. Peste cîteva zile a apărut și foc deschis la tavanul galeriei transversale la culcușul stratului. Între timp au apărut gaze și fum și în galeria principală la suitoarea de atacare a abatajului nr. 2.

Pentru a se putea termina extragerea și rambleerea feliei a 3-a sub oriz. 650, s-au luat măsuri de a se împiedica extinderea focului prin rambleerea puntei de aeraj de la oriz. 657, spre puțul de aeraj Ileana și rambleerea galeriei transversale betonate de la oriz. 650. Rambleerea abatajului terminîndu-se în luna octombrie 1955 s-au indiguit cele 3 abataje la oriz. 650 printr-un dig din blocuri de beton și prin diguri de luț cu ciutaci de lemn în suitorile de la oriz. 621—650. Încercîndu-se a se săpa o nouă pregătire în steril de la oriz. 650 în galerie de acces spre planul înclinat proiectat în culcușul stratului, au apărut gaze prin crăpăturile rocilor și lucrarea a fost oprită. S-au construit apoi două diguri de beton în galeria transversală betonată spre puțul Ileana și s-a reușit să se izoleze complet zona incendiată. Digurile de la intrare și ieșire au fost închise simultan.


Plan de bază
1300
-1200
653.2
657.0
Puțul Ileana
642.5
651.0
545
Ab. 1
Ab. Nr. 2
643
621.1
Ab. Nr. 3
1700
622.1
2
3
622.2
1
75°
Sectiune longitudinală
Surpare
Neexploatat
660
650
642
635
628
1
622
2
3
Secțiune transversală
660
657 Punte de aeraj
653
Trv 2
653
642
642
Puțul de aeraj
621.3
620
Legenda
Locul unde a apărut focul

Planșa 2. Situația abatajelor nr. 1, 2 și 3 din stratul 5, blocul II.

Redeschiderea zonei incendiate se va face numai după ce se va executa o zonă de izolare cu rambleu hidraulic de circa 6 m la nivelul galeriei direcționale din stratul 5, blocul II, la oriz. 621. Lucrarea este în curs de executare.

Focul din abatajul nr. 2, stratul 5, blocul II a imobilizat circa 60 000 t din rezervele de cărbuni pregătite și a contribuit la reducerea capacității de producție a minei cu circa 80 t/zi (abatajele nr. 1, 2 și 3).

Greșelile care au condus la producerea focului au fost: surparea în tavanul de cărbune și nerambleerea lucrărilor vechi din regiunea zonei de izolare.

Din aceste două exemple și din multe altele similare tragem concluzia că, pentru evitarea focurilor în zonele de izolare, exploatarea trebuie să se facă fără surpări în cărbune și că este necesar să izolăm perfect masivul de cărbune atacat prin exploatare.

Avînd în vedere că metodele de exploatare folosite pînă în prezent la crearea zonelor de izolare au permis autoinflamarea cărbunelui, ne-am propus să găsim o metodă de exploatare care să evite producerea focurilor.

Vom descrie pe scurt cele două metode de exploatare veche și nouă.

3. Metoda veche de exploatare

Stratele groase de cărbuni se pregătesc cu galerii direcționale săpate în culcuș, la orizontul de bază și orizontul de cap, situate la 30—50 m pe verticală și 30 m de culcușul stratului. Din galeriile direcționale se sapă galerii transversale spre strat pînă în culcușul stratului la cîte 40—50 m. Galeriile transversale sînt legate cu suitori săpate în steril plasate la cîte 3—4 m de culcuș. Metoda de exploatare este cu felii orizontale extrase în ordine descendentă și rambleu. La nivelul orizontului de cap se extrage o felie de 3 m grosime și care se rambleează. Apoi se extrage de jos în sus încă una sau două felii, după cum se poate asigura rambleerea lor. După aceasta se continuă exploatarea de la nivelul orizontului de cap, de sus în jos, cu rambleu. Grosimea păturii de rambleu variază după înclinarea stratului. De obicei se dirijează acoperișul cu surpare cînd verticala dusă de la intersecția primei felii rambleiate cu acoperișul cade pe culcuș în zona rambleeată. La înclinări peste 60° grosimea zonei de izolare de rambleu s-a luat în practică de 12—18 m, adică de 4—6 felii orizontale după grosimea stratului.

Dezavantajul acestei metode constă în faptul că prin tasarea rambleului după exploatarea a 2—3 felii sub orizontul de cap, cărbunele de deasupra zonei de izolare vine în contact cu aerul în dreptul galeriei transversale și se autoinflamează. Focul ia naștere mai ales cînd s-au produs surpări în cărbune sau cînd rambleerea s-a făcut defectuos, adică s-au lăsat goluri în feliile exploatate. După apariția focului abatajul se închide cu diguri, iar galeria de cap și suitoarea se rambleează pînă la ultima felie exploatată. După un anumit timp, cînd se constată că focul s-a stins, timp care variază pînă la 1 an, se sapă de la ultima felie exploatată o suitoare numită „baionetă“, pînă la orizontul de cap și se continuă exploatarea, dacă focul nu se reaprinde.

Aerajul abatajelor se face parțial cu ventilatoare tub, din curentul principal de aer care intră prin galeria transversală de bază și iese prin suitoarea de la culcuș, la orizontul de cap.

Transportul în abataj se face cu vagonete de abataj demontabile avînd ecartament de 630 mm și cu o capacitate de 0,700 m^3.

Susținerea abatajului se face cu lemn de molid cu diametrul de 200—250 mm, iar podirea cu poditură dublă din margini de molid de 20 mm grosime.

Conform instrucțiunilor de exploatare a stratelor autoinflamabile în vigoare, nici o lucrare de pregătire nu se execută în cărbune.

4. Metoda nouă de exploatare

Metoda nouă de exploatare s-a conceput pe principiul de a se evita contactul cărbunelui cu aerul în tot timpul creării zonei de izolare.

Cărbunele datorită compoziției sale și structurii petrografice absoarbe oxigenul din aer. Combaterea autoinflamării cărbunelui se rezumă la împiedicarea reacțiilor de oxidare.

Cînd aerajul este defectuos, atmosfera se îmbogățește în metan și se crează condiții favorabile fenomenului de adsorbție, adică a capacității de acumulare a gazelor (în cazul de față a oxigenului) la suprafața cărbunelui.

Oxidarea cărbunelui este influențată de gradul de mărunțire și de fisurație a acestuia, de viteza curentului de aeraj, de concentrația oxigenului din aer și de caracteristicile petrografice ale cărbunelui, de conținutul în substanță humică etc.

Autoaprinderea este posibilă atunci cînd căldura degajată la reacția de oxidare se acumulează în cărbune și produce o ridicare a temperaturii. Incluziile de sulfuri (pirită) accelerează procesul de autoîncălzire. Vitritul se oxidează ușor, pe cînd duritul mult mai greu. Presiunea și deranjamentele tectonice favorizează fărămițarea cărbunelui, care astfel primește o suprafață mai mare și deci cauzează oxidarea intensă, care duce la autoaprindere.

În Uniunea Sovietică se folosesc anumite substanțe antiinflamabile, cum este praful de calcar, care la noi se folosește la șistizare. Calcarul aderă la suprafața cărbunelui, pătrunde în crăpături și fisuri, astupă porii, este neinflamabil și nu este vătămător sănătății. Praful de calcar trebuie suflat pe suprafaţa cărbunelui cu ajutorul aerului comprimat.

Pregătirea stratului se face ca la metoda veche descrisă mai sus, cu deosebirea că se sapă o a doua suitoare de pregătire în culcuşul stratului la 4—5 m de prima suitoare, aşa cum este arătat în fig. 1. Ca să se evite fisurarea rocilor la săparea suitorilor, acestea pot fi decalate, aşa cum se poate vedea în fig. 1, *a*.

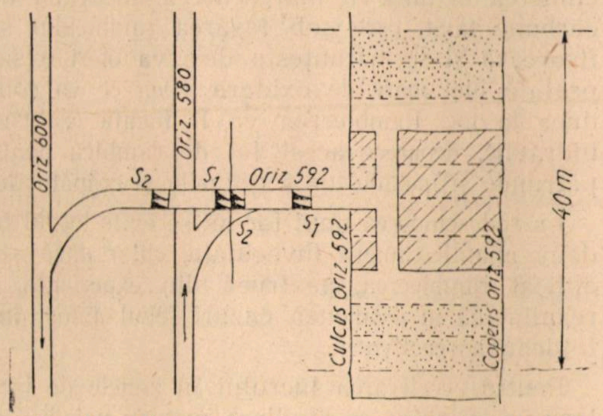


Fig. 1 *a*. Plan de bază prin stratul 3, la oriz. 592.

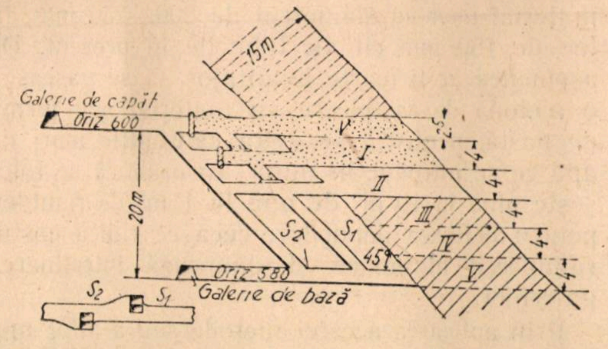


Fig. 1 *b*. Metoda de exploatare cu suitori duble săpate în culcuş (varianta I).

Mersul lucrărilor de exploatare va fi următorul : După terminarea lucrărilor de pregătire se exploatează felia de vatră la orizontului de cap. Grosimea feliei se ia de 2,5—3,0 m.

S-a propus această grosime pentru a se evita pericolul surpărilor şi a se putea rambleea cît mai complet la închiderea abatajului. Lucrul în această felie se va face numai cu ciocanul de abataj, pentru a se evita producerea de surpări sub tavanul de cărbune, lucru care se întîmplă aşa de des la abatajul cu explozivi.

După exploatarea feliei cu abataje-cameră transversale sau direcţionale şi rambleerea ei, se construieşte un dig de zid între cele două suitori şi un dig din traverse de lemn în suitoarea nr. 1 deasupra galeriei de atacare a primei felii sub orizontul de cap. Se rambleează hidraulic apoi galeria transversală de cap şi suitoarea pînă la diguri. Pentru a se evita lăsarea de goluri în prima felie sub stratul de cărbune în galeria transversală de cap, lîngă dig, se execută o aşa numită „căciulă de rambleu“. În acest scop se excavează în tavanul galeriei un gol de 1—1,5 m înălţime în care se montează ţeava de rambleu şi un tub de lemn pentru scurgerea apelor. Se rambleează hidraulic cu material de rambleu mărunt de 0—6 mm, care va pătrunde în golurile rămase nerambleeate între grinzi şi deasupra poditurii. Prin aceasta se izolează suprafaţa cărbunelui tăiat de contactul cu aerul.

Felia 1-a de sub orizontul de cap cu o grosime de 3, 3,5 sau 4 m după tăria stratului de cărbune se atacă din suitoarea nr. 2. După extragerea acestei felii se construieşte un dig de zid în galeria de atacare, între suitori şi un dig de traverse de lemn la tavanul galeriei de atacare a feliei a 2-a. Spaţiul între diguri şi abataj se rambleează hidraulic.

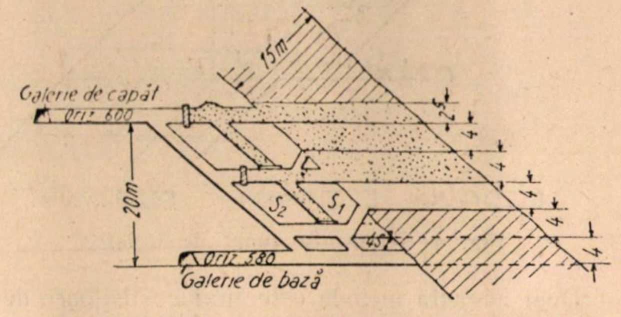


Fig. 2. Metoda de exploatare cu suitori duble săpate în culcuş (varianta II).

În felul acesta se continuă exploatarea pînă la orizontul de bază sau pînă cînd verticala din punctul de intersecţie al primei felii cu acoperişul cade în zona rambleeată, pe culcuş.

În cazul cînd rocile sterile din culcuş prezintă crăpături, atacarea feliilor sub orizontul de cap se va face din două în două felii, aşa cum se vede din fig. 2 (varianta II).

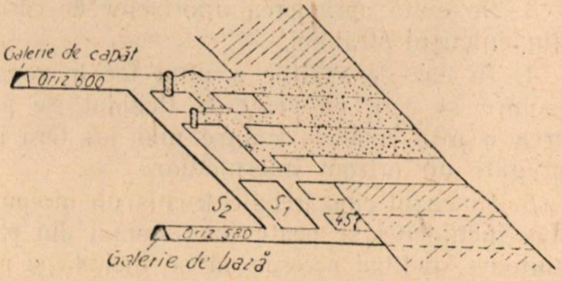


Fig. 3. Metoda de exploatare cu suitori duble săpate în culcuş (varianta III).

Rocile din culcuşul stratului fiind marne argiloase şi gresii de diferite grosimi, pentru a se evita formarea de crăpături prin care să se poată pătrunde aerul în zona exploatată, propunem ca atacarea feliilor să se facă din suitoarea cea mai apropiată de strat. După exploatarea a două felii se va rambleea suitoarea şi galeria transversală de atacare, iar atacarea următoare se va face din suitoarea a doua, aşa cum se poate vedea din fig. 3 (varianta III).

După terminarea exploatării pînă la orizontul de bază, suitoarea doua din culcuş se rambeează hidraulic împreună cu galeriile transversale de cap care vor fi închise cu diguri de zid şi etanşate cu căciuli de rambleu. Galeria transversală de bază va fi închisă lîngă strat cu un dig de zid. Aceste lucrări fiind terminate se va putea exploata stratul în jos cu surpare, după cum se poate vedea în fig. 4.

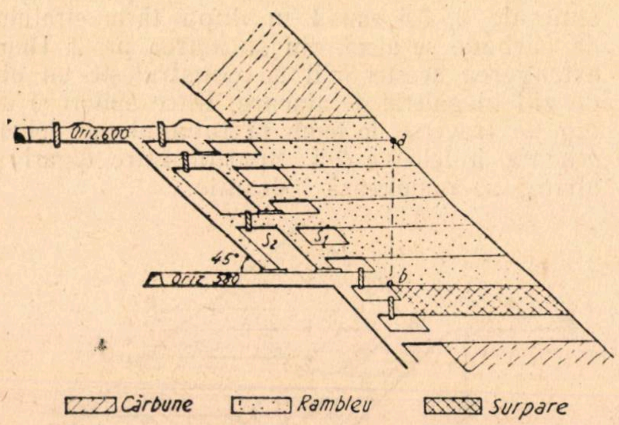


Fig. 4. Terminarea zonei de izolare.

Deşi această metodă este mai costisitoare decît metoda veche, prezintă avantaje mari şi anume:

1. Se evită contactul între cărbunele de deasupra zonei de izolare sau a eventualelor resturi de cărbune rămase din exploatare şi curentul de aer, deci se elimină pericolul autoinflamării.

2. În cazurile cînd nu se rambleează conştiincios, se evită aprinderea cărbunelui abatat sau a resturilor de cărbune rămase în abataj.

3. Se evită aprinderea apofizelor de cărbune din culcuşul stratului.

4. În caz de apariţie a unui foc în zona de izolare şi care nu poate fi lichidat, se poate crea o altă zonă de izolare mai jos fără a se pregăti un orizont intermediar.

5. În cazul cînd trebuie închis un început de foc, închiderea se poate face numai din prima suitoare, nefiind necesar să se închidă şi parte din galeriile transversale cum se face în prezent.

6. Se lucrează la o singură felie sub tavanul de cărbune, deci se reduce posibilitatea surpărilor în cărbune.

Această metodă se poate aplica cu succes în condiţiile stratelor groase din Valea Jiului pentru înclinări de la 90—20^0.

La exploatarea stratului 5 se va evita săparea suitorii de pe culcuş şi adîncirea ei în culcuş, pentru a se elimina pătrunderea aerului în zona exploatată.

În privinţa grosimii zonei de izolare sub stratul de cărbune, propunem ca exploatarea cu surpare să nu se înceapă decît după ce s-a rambleeat stratul şi suitorile între orizontul de bază şi de cap. Distanţa pe verticală între orizonturile de cap şi bază la stratele cu înclinări de la 9—25^0, la începutul zonei de izolare o credem mai potrivită de 20 m, deoarece va permite închiderea în timp cît mai scurt a masivului de cărbune tăiat, care sub tasarea rambleului se fisurează şi se mărunţeşte deci va oferi o suprafaţă mai mare de oxidare, ceea ce va conduce la foc. Rambleerea va fi făcută exclusiv hidraulic, deoarece acest fel de rambleu poate pătrunde şi închide toate golurile şi crăpăturile.

La redeschiderea unui foc să se evite lucrul în două abataje-cameră învecinate, chiar dacă s-a aplicat rambleerea, pentrucă din experienţă a rezultat că în asemenea cazuri focul a fost întotdeauna reactivat.

Pentru accelerarea lucrului în zonele de izolare va trebui să se studieze metode noi de introducerea rambleului pe tuburi anticorosive din material uşor cu diametrul de 200—250 mm, în loc de 150 mm cît au tuburile în prezent. De asemenea ar fi foarte avantajos să se găsească o metodă de rambleere cu material sub formă de pastă, pentru a se evita cantităţile mari de apă ce se introduc în mină. În practică se foloseşte pînă la 10 m^3 de apă la 1 m^3 de rambleu pentru evitarea dopurilor, ceea ce ridică costul rambleerii hidraulice şi dăunează întreţinerea galeriilor.

Prin aplicarea acestei metode sau a altor metode cu acelaşi scop, se va aduce o contribuţie preţioasă la evitarea apariţiei focurilor în stratele de cărbune de la exploatările din Valea Jiului.

Problema evitării autoinflamării stratelor groase de cărbune este în prezent de foarte mare importanţă, deoarece rezerve importante de cărbune sînt imobilizate şi extragerea cărbunelui din zonele incendiate contribuie la ridicarea preţului de cost.

Lucrările de exploatare în zone de izolare durează uneori 5—10 ani, ceea ce în prezent nu este admisibil în ritmul în care trebuie să se asigure sarcinile de producţie şi exploatare raţională. De aceea va trebui să se găsească noi metode de exploatare care să elimine deficienţele de lichidare rapidă a zonelor cu focuri.

Succesul de a creea o zonă corectă de izolare depinde foarte mult de executarea conştiincioasă a lucrărilor de exploatare, în special de rambleere totală, de închidere perfectă a lucrărilor vechi şi de evitarea surpărilor în cărbune.

Studiul evitării și lichidării focurilor de mină trebuie să preocupe pe toți inginerii și tehnicienii, ca să găsească și să aplice metodele de exploatare cele mai raționale pentru eliminarea focurilor din minele noastre de cărbuni.

Bibliografie

Kovacs St., ing.: Metodele de exploatare și influența lor asupra autoaprinderii cărbunelui, Revista Minelor, nr. 12/1951.

Kovacs St., ing.: Măsuri pentru combaterea focurilor endogene, Revista Minelor, nr. 4—5, 1952.

Kovacs St., ing.: Izolarea focurilor vechi prin rambleu hidraulic la stratele groase cu acoperiș de tărie mică și înclinare de 25—75°. Revista Minelor, nr. 10/1954.

Schimann A., ing.: Izbucnirea, prevenirea și combaterea focurilor de mină care iau naștere prin autoaprinderea cărbunelui, Mine și Petrol, Caiet Selectiv, nr. 1/1955, I.D.T.

Aparat pentru măsurarea înclinării stratificației pe carotele extrase din sonde

Geolog C. **Eufrosin**

Aparatul este necesar pentru a înlocuit busola cu clinometru, la citirea înclinării stratificației pe carotele extrase din sonde.

Este folositor pe șantierele de sondaje de la suprafață și la întreprinderile miniere care execută foraje în subteran.

Măsurarea înclinării stratificației, se face în prezent cu clinometrul busolei.

Deoarece nu sînt suficiente busole, geologii folosesc prin împrumut și prin rotație, la intervale de cîteva zile, busolele existente.

Prețul unei busole este 800 lei și se procură cu greutate prin import.

Citirea cu busola răpește timp și cere abilitate, necesitînd în prealabil orientarea și menținerea carotei în poziție perfect verticală și apoi măsurarea înclinării stratificației cu ajutorul clinometrului busolei.

Aparatul propus este mult mai ieftin și mai practic. Măsurarea înclinării stratificației se face mai rapid și mai precis, direct pe carotă, în orice poziție ar fi ținută carota.

Știind că un geolog pe un șantier are în seamă supravegherea a 5 sonde, și este ajutat de 3 colectori de probe, dat fiind prețul redus al aparatului, se va putea procura un număr suficient de aparate pentru a face măsurătorile sistematice, pe fiecare marș și la fiecare sondă.

Aparatul se compune dintr-o placă de alamă groasă de 2 mm, cu latura de 11,5 cm și un limb indicator.

Pe placă este desenat un sfert de cerc cu gradații de la 0 la 90°.

Limbul indicator are o lungime de 22 cm, lățime de 1 cm, grosime 1,5 mm, este mobil în jurul unui ax, — prezintă pe două laturi opuse o muchie subțiată și se poate plia sub plăcuță.

Măsurarea înclinării stratificației se face în modul următor:

Se așează latura verticală a plăcuței paralel cu generatoarea carotei, care corespunde cu punctul cel mai scoborît al stratificației.

Apoi se deplasează limbul indicator astfel ca latura inferioară, mai subțiată, să se aplice pe o linie care unește punctul cel mai de sus cu punctul cel mai de jos al unui plan de stratificație și se citește pe plăcuță, cu marginea de sus a limbului indicator, mai ascuțită, numărul gradelor de inclinare a stratificației pe carotă.

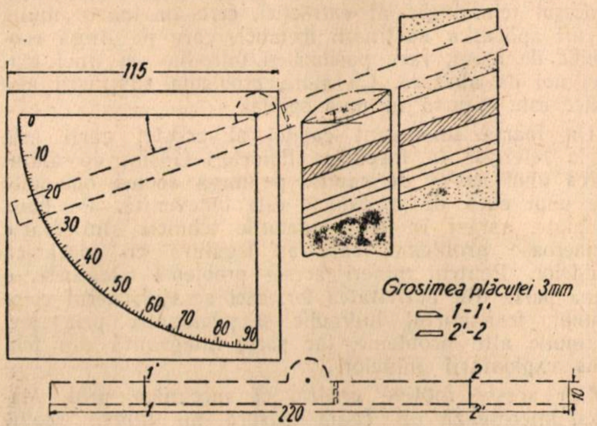


Fig. 1. Aparat pentru măsurat înclinarea stratificației pe carotele extrase prin sondaj.

In cazul cînd sonda se sapă perfect vertical, înclinarea citită corespunde cu înclinarea reală a stratificației din zăcămînt.

Cunoscînd devierea găurii de sondă, respectiv poziția acestuia față de verticală, aplicînd o corecție în funcție de devierea găurii de sondă, se poate afla înclinare reală a stratificației.

Aparatul se poate folosi atît în cazul cînd carota se despică ușor după planurile de stratificație, cît și în cazul cînd nu se despică.

Dat fiind dezvoltarea progresivă a lucrărilor de explorare prin foraje, rezultă contribuția acestui aparat pentru o documentare mai amănunțită, mai rapidă și mai precisă a găurilor de sondă care se execută cu carotaj mecanic rotativ continuu sau discontinuu.

Recenzii

Mecanică teoretică şi practică cu aplicaţii miniere (Bergbaumechanik). Curs pentru învăţămîntul minier şi îndreptar pentru practica mineritului — de Dipl. Ing. J. Maerks, profesor î. r. Şcoala minieră Bochum şi Dr. Ing. G. Jungnitz, Herringen/Hamm (Westfalia). Ed. IV-a, revizuită şi adăugită, 526 fig., XI, 669 pp, for. —8^0, 1954, legată în pînză, 36 DM. Springer-Verlag, Berlin/Göttingen/Heidelberg.

Menanica *prof. Maerks* de la Şcoala minieră din Bochum (Westfalia — Ruhr) este prea bine cunoscută încă de la prima ediţie apărută în 1930. Ediţia IV-a scoasă în colaborare cu *Dr. Ing. G. Jungnitz,* revizuită şi adăugită, urmează aceleaşi principii de examinare şi expunere ale problemelor ca şi în ediţiile anterioare: claritatea remarcabilă, exemplificarea foarte bogată, figuri numeroase foarte intuitive. Cartea este rodul unei mari experienţe didactice în continuă legătură cu practica mineritului. Ea ţine seama că introducerea mecanizării la minele de cărbuni, care are loc astăzi pe o scară din ce în ce mai mare, nu se poate face dacă legile funcţionării utilajului şi mecanismelor nu sînt adîncite şi explicate cît mai ştiinţific. De asemenea, procesul tehnologic al extracţiei, cere în foarte multe cazuri aplicarea susţinerii metalice, care pe lîngă economie de lemn, face posibilă şi introducerea unei tehnici noi de abatare. Ca atare, problema susţinerii metalice este expusă în mod special.

Un foarte important capitol al acestei cărţi este acela referitor la mecanica fluidelor. Găsim că alăturarea unui astfel de capitol pe lîngă acelea obişnuite ale unui curs de mecanică, este binevenită. Pe bună dreptate, astăzi în toate ramurile tehnicii sînt foarte numeroase probleme, care au legătură cu mecanica fluidelor. Pentru mineri aceste probleme alcătuesc o bună parte din activitatea lor, căci aerajul, aerul comprimat, transportul hidraulic şi pneumatic prin ţevi şi multe alte probleme, fac parte integrantă din tehnica exploatării minelor.

Din aceste motive credem că mecanica prof. Maerks interesează în egală măsură nu numai şcolile profesionale de orice grad, ci şi pe inginerii şi tehnicienii din producţie.

Cartea conţine următoarele capitole:

I. Statica corpurilor solide.
II. Rezistenţa materialelor.
III. Dinamica corpurilor solide.
IV. Curgerea fluidelor (fluodinamica).

Ea se termină cu o anexă alcătuită din tabele şi un indicator alfabetic de numiri.

Cele mai importante probleme din cuprins sînt:

I. *Statica corpurilor solide.* Forţe; compunerea şi descompunerea lor; momente. Cele trei ecuaţii de echilibru. Grinzi pe două reazeme şi în consolă. Epura Cremona. Susţinerea galeriilor; armături în arc triplu articulat; armături trapezoidale; armături pentagonale drepte şi în arc; armături poligonale; armături elastice articulate şi în arc (armături Moll). Presiunea masivilor de rocă. Centre de greutate. Maşini simple; arbori de transmisie; pîrghii; scripeţi; cricuri; plane înclinate. Rezistenţa de frecare şi de rostogolire; rezistenţa vagonetelor; rezistenţa rulmenţilor. Planul înclinat ca mijloc de transport. Transportul cu locomotive. Penele; stîlpii metalici culisanţi. Şurubul. Frîna cu fălci şi cu bandă. Pericolul de alunecare la roate Koepe. Transmisie prin curele; benzi de transport. Rezistenţa la înfăşurare pe roţi a lanţurilor şi funiilor.

II. *Rezistenţa materialelor.* Tensiune şi deformaţie; legea lui Hooke; rezistenţă admisibilă. Rezistenţa la întindere; funiile de extracţie; extracţia cu funii multiple; rezistenţa ţevilor şi rezervoarelor cilindrice supuse la presiuni interioare. Rezistenţa la compresiune. Rezistenţa la încovoiere; grinzile armăturilor trapezoidale; armături cu grinzi mobile în consolă. Ancorarea coperişului. Legături pentru funii. Flambajul; metoda ω; flambajul stîlpilor de lemn şi celor de oţel. Rezistenţa la forfecare. Rezistenţa la răsucire; calculul arborilor la răsucire.

III. *Dinamica corpurilor solide.* Mişcarea uniformă; diagramele timp-drum şi timp-viteză. Transmisia prin roţi dinţate, curele şi funii. Mişcarea uniformă în ţevi şi canale. Lucru mecanic şi putere; unităţi mecanice şi electrice; echivalentul mecanic şi caloric; relaţia dintre putere şi cuplu; t/km la transport manual, cu cai; CP puţ. Încărcare în subteran; manuală, semimecanică, mecanică. Randament mecanic; randamentul izotermic al aerului comprimat. Determinarea puterii la frînă. Mişcarea uniform accelerată; diagrame; diagrama de mers a unei maşini de extracţie pentru producţie şi pentru personal; mersul necorespunzător al unei maşini de extracţie. Căderea liberă a corpurilor; pe verticală, pe plan înclinat. Mişcarea parabolică. Mişcarea uniform circulară şi forţa centrifugă; motoare cu piston rotativ, vagonete în curbă, regulatoare cu bile. Aruncarea orizontală. Mişcarea relativă. Procesul mişcării rotoarelor acţionate de fluide; rotoare axiale, rotoare radiale. Principiul inerţiei: masă şi acceleraţie. Legea gravitaţiei. Energia cinetică; teorema forţelor vii; aplicarea la scocuri oscilante, ciocane pneumatice, paracăzători. Roţi în mişcare: moment de inerţie, massa redusă; calculul reducerii massei şi greutăţii la periferie (axa funiei). Acţiunea volanţilor. Principiul acţionării maşinilor: ciocane pneumatice, rotoare pentru turbo-maşini. Accelerarea masselor la maşina Koepe; efectul la pornire şi oprire la extracţia cu skip; calcul grafic după Weih; maşina Koepe montată în turn. Sarcina dinamică în funiile de extracţie. Studiul reculului ciocanelor pneumatice. Studiul scocurilor oscilante. Transportul prin tîrîre pe benzi cu razuri şi descensoare. Transportul pe jghiaburi spirale. Transportul pe benzi de cauciuc. Plugul de cărbune. Teoria ciocnirilor; aplicarea la ciocane pneumatice. Vibraţii liniare; pendulul; vibraţia unei funii sub sarcină; rezonanţă; numărul critic de rotaţii al arborilor.

IV. *Fluodinamică.* Presiunea apei: unităţi, manometre; energie potenţială; principiul lui Pascal; presiunea statică şi dinamică. Curgerea fluidelor fără frecare. Legea lui Bernoulli: aplicaţiuni. Frecarea în ţevi; numărul lui Reynolds; viscozitate absolută şi cinematică. Similitudine. Curgerea laminară şi turbulentă. Rezistenţa corpurilor la mişcarea în fluide. Principiul lui Arhimede; greutatea specifică a corpurilor. Căderea corpurilor în apă. Curgerea aerului. Curgerea în ţevi a aerului comprimat şi a gazelor; înrîurirea sgrunţurimii pereţilor, a greutăţii specifice şi a armăturilor ţevilor. Rambleul pneumatic. Debitul tuburilor de aeraj.

Temperamentul tuburilor de aeraj. Temperamentul ca factor de măsură al aerajului. Orificiu şi deschidere echivalentă. Ventilatorul de mină. Temperamentul minei şi aerajul natural. Temperamentul galeriilor. Curbele caracteristice ale aerajului natural prin tuburi. Legile fizice ale aerului uscat şi umed. Hypsometru sau termobarometru. Greutatea specifică a aerului şi creşterea presiunii cu adîncimea. Măsurarea rezistenţelor de curgere în lucrările miniere. Aerajul natural şi determinarea lui. Reprezentarea liniară a temperamentului minei. Rezistenţa de curgere în puţuri. Determinarea practică a rezistenţelor în circuite de aeraj. Legea lui Dalton; umiditatea relativă a aerului; conţinutul de apă şi de căldură a aerului umed. Climatizarea prin aeraj; evaporarea prin suprafeţe umede şi prin ajutaje cu pulverizare de apă. Diagrama Mollier *i-x* a aerului umed. Katatermometrul. Răcirea aerului. Măsurarea debitelor: aparate, formule, coef. de scurgere α, coef. de expansiune ε, pierderea de presiune, exemple. Pompa Mammut. Scăpările conductelor de aer comprimat.

Tabele tehnice. Pătrate, cuburi, suprafeţe etc. a nr. de la 1—100. Linii trigonometrice. Coeficienţi de frecare pentru materiale. Valori pentru $e^{\mu\alpha}$. Coeficient de tracţiune pentru vehicule. Rezistenţe, modul de elasticitate şi greutăţi specifice pentru metale, lemn şi piatră. Rezistenţele admisibile. Greutatea coliviilor şi vagonetelor. Fum de extracţie. Greutatea specifică oficială a cîtorva materiale. Şine normalizate pentru c.f. miniere. Coeficientul de frecare $\lambda = f(Re)$. Tăria rocilor. Tocirea sfredelelor carbon şi armate cu metale dure. Oţel pentru armături metalice. Tabele de oţel profilat. Dispozitiv pentru legarea funiilor la colivii. Grinzi articulate (consolă) şi armături Moll.

Bogatul material prezentat de această *mecanică*, legătura lui directă cu mina, interesul practic imediat pe care îl oferă, conchide că o traducere în limba romînă ar fi foarte folositoare.

Ing. **A. Buttu**

*** Prelucrarea hidrometalurgică a unor concentrate de cupru-zinc.

Problema prelucrării metalurgice a unui concentrat bogat în sulfură de cupru şi de zinc a preocupat şi continuă să preocupe pe metalurgi.

Tvetnîie metalî (Metale neferoase) Nr. 6—1955 pag. 72—76 publică un interesant articol asupra prelucrării unui concentrat de cupru şi zinc, prelucrare care se făcea înainte pe cale pirometalurgică iar din 1952 pe cale hidrometalurgică.

Convinşi că articolul interesează pe mulţi specialişti, îl redăm în prelucrare cu învitaţia pentru cei interesaţi să-l citească în original.

Minereul din zăcămînt reprezintă un amestec fin de sulfuri de cupru, zinc şi plumb. Atît galena cît şi barita conţinută în steril sînt separate uşor prin flotaţie. Separarea cuprului de zinc constituie însă o problemă dificilă pentru preparare, astfel că acest concentrat a fost folosit ca atare pentru topire în cuptorul cu cuvă. Zincul trece în sgură ajungînd aici la un conţinut de 5% Zn. Prin această metodă se pierd însă atît zincul cît şi sulful, valorificîndu-se numai cuprul.

Pentru a se evita aceste pierderi inadmisibile din punct de vedere economic, s-au făcut încercări de valorificare a sulfului ca acid sulfuric, iar a metalelor prin prelucrarea hidrometalurgică a cenuşilor obţinute.

Incercările făcute au avut următoarea linie generală.

Concentratul cupro-zincos este supus în primul rînd unei prăjiri sulfatizante obţinîndu-se în acest fel gaze cu o concentraţie bună în SO_2 pentru a fi prelucrate mai departe în fabrica de acid sulfuric. Cenuşile de la prăjire sînt leşiate cu soluţii slabe de acid sulfuric obţinîndu-se sulfaţii de cupru şi zinc. Prin electrolizarea acestor soluţii se obţine cuprul şi zincul electrolitic cu un conţinut de peste 99,97% metal. Reziduul rămas de la leşiere este flotat pentru a se recupera restul de cupru şi parte din metalele preţioase.

Procesul tehnologic în detaliu pentru instalaţia industrială este următorul:

Concentratele de flotaţie cu un conţinut de cca 10% Cu; 17% Zn; 39% S şi 26% Fe cu o granulaţie 80% sub 0,075 mm sînt amestecate cu acid sulfuric din electrolitul epuizat de la electroliza zincului formînd o pastă cu 75% solid.

Această pastă este adusă într-un cuptor de prăjire în pat fluidizant cu următoarele caracteristici: diametrul interior 6,1 m, înălţime 4,9 m, temperatura de regim 700 ± 5°C. In timpul acestei prăjiri se obţine un debit uniform de gaze cu o concentraţie de SO_2 constantă şi bună pentru fabricarea acidului sulfuric.

Gazele obţinute la prăjire trec printr-un cazan de aburi pentru recuperarea căldurii iar de aici într-un sistem de desprăfuire în două trepte constituit din cicloane şi un scruber Venturi. Căldura furnizată de cazanul recuperator este folosită în uzină pentru leşiere, purificare, etc.

Leşierea se face în două cicluri: în primul ciclu cenuşile obţinute se leşiază timp de 5 ore la 70°C în trei agitatoare de lemn. Aciditatea soluţiei este la început de 5 g/l iar la sfîrşitul celor 5 ore scade la 2 g/l.

Tot aci se adaugă şi piroluzita pentru oxidarea fierului ce se va îndepărta astfel mai uşor din soluţie. Materialul leşiat este trecut apoi într-un sistem de îngroşătoare-spălătoare unde este spălat în contracurent cu o parte din electrolitul de zinc neutralizat şi epuizat, spălarea terminîndu-se apoi cu apă.

Soluţia limpede de la primul îngrăşător trece la electroliza cuprului şi apoi a zincului, iar turbureala de la ultimul îngroşător trece la leşierea secundară.

Leşierea secundară se face timp de 4 ore tot la temperatura de 70° cu acid de o concentraţie de 50 g/l.

După leşiere, turbureala este trecută într-un îngroşător, de unde soluţia este trimisă la cementare cu fier pentru extragerea cuprului conţinut, iar după neutralizare, este aruncată în rîu.

Tulbureala de la îngroşător este trecută într-o instalaţie de flotat. Concentratul obţinut prin flotaţie conţine parte din metale preţioase din zincul şi cuprul ce se află în turbureala supusă flotării şi este trecut în cuptorul cu cuvă pentru extragerea cuprului şi metalelor preţioase.

Sterilul care conţine cca 1% Cu, 2% Zn şi 40—45% Fe, este depozitat în haldă pentru o eventuală utilizare ulterioară.

Soluţiile de la primul ciclu de leşiere sînt supuse electrolizei pentru a obţine în primul rînd cuprul. Aceasta se face în două faze. In prima fază se obţine cupru anodic iar în a 2-a fază cupru spongios, care are un conţinut mai scăzut în cupru (70—80% Cu). Acesta este topit şi turnat în anozi pentru a fi supus apoi electrolizei.

Soluţia epuizată de la electroliza cuprului este supusă electrolizei pentru zinc. In prealabil soluţia se neutralizează şi se purifică. Neutralizarea şi depunerea fierului se fac cu calcar măcinat, cuprul şi cadmiul se îndepărtează prin cementare cu praf de zinc, iar nichelul şi cobaltul cu betanaftol.

Condiţiile exacte de electroliză atît pentru cupru cît şi pentru zinc sînt redate pe larg în articolul citat mai sus.

Dificultăţile principale ivite la punerea în funcţiune a unei instalaţii de 100 t/zi au fost: neetanşeitatea rezervoarelor, depunerea sulfatului de calciu pe conducte şi evacuarea gazelor de prăjire.

Astfel rezervoarele necesare au fost construite din beton armat și căptușite cu asfalt care a fisurat, deoarece a fost aplicat pe vreme rece — la începutul iernii. Probema a fost soluționată prin recăptușire cu asfalt în timpul verii.

Cea de a doua dificultate — depunerea sulfatului de calciu pe conducte a fost soluționată prin înlocuirea conductelor cu jgheaburi ce pot fi ușor supraveghiate și curățite. In locurile unde nu se pot instala jgheaburi s-au montat tuburi duble din care unul este de rezervă.

Dificultatea a treia este în legătură cu evacuarea gazelor de prăjire. Intrucît folosirea gazelor ce au 5,5% SO_2 este prevăzută peste cîțiva ani în fabrica de acid sulfuric, s-a instalat un coș înalt pentru evacuarea gazelor. Acesta a fost construit în partea de jos din cărămizi antiacide, iar partea de sus din cărămizi roșii. După 6 luni de la punerea în funcțiune din cauza conținutului ridicat de SO_3 și a vaporilor de apă din gaze, partea de sus a coșului a fost corodată și bucăți de cărămdiă căzută au înfundat baza coșului. Inconvenientul a fost remediat prin construirea unui coș în întregime din cărămidă antiacidă, instalarea unui separator rapid de praf care îndepărtează și mare parte din trioxidul de sulf și mai ales prin diluarea cu aer a gazelor ce intră la coș, de la 5,5% SO_2 la 1% SO_2. In prezent uzina prelucrează lunar 2.400 tone concentrate cu un randament de 93% Cu și 65% Zn.

Din acest articol se vede reușita rezolvare a prelucrării hidrometalurgice a concentratelor cuprozincoase considerată pînă acum excepțional de grea din cauza diferenței mari dintre temperaturile de formare și descompunere a sulfurilor de cupru și zinc. Randamentul ridicat de metal este ajutat de flotarea cenușilor leșiate.

Metoda hidrometalurgică aplicată asigură pe lîngă un randament mare de extragere a metalelor și valorificarea sulfului, transformîndu-l în acid sulfuric, lucru imposibil în pirometalurgie.

Ing. **Mavromati V.**

Noutăți Mondiale

U.R.S.S.

De curînd a fost realizată o nouă combină de săpare care aplicată în Kusbas a realizat în cursul lunii februarie viteza record de 1123 m. Combina Gumennika a realizat viteza record în ziua de 4 februarie 1956 cînd s-au săpat 121 m cu o viteză orară de 16 m.

Pentru viitor se prevede folosirea acestei combine și în roci mai tari în care caz pe organul de tăiere al combinei se montează în general de înaltă frecvență ce va avea de scop reducerea rezistenței rocii înainte de detașarea prin mijloace mecanice.

De la *Conferința Sovietico-Polonă de la Moscova în domeniul mecanizării*, aprilie 1956.

NORVEGIA

Producția de cărbuni de la Spitzbergen — numai la 600 mile de Polul Nord — s-a dublat în ultimii cinci ani atingînd 300 000 t. Această producție va fi mărită datorită realizării unei uzine siderurgice în nordul Norvegiei.

The Mining Journal, 16.III.1956.

JUGOSLAVIA

La Sebrenica (Bosnia) a fost redeschisă o mină de plumb și zinc, ce a fost exploatată în trecut de romani și saxoni. Un important zăcămînt cu rezerve de mai multe milioane tone cu 2—5% Pb și 1—3% Zn a fost determinat la Pristina (Serbia de Sud). Acest zăcămînt urmează să facă obiectul celei mai mari exploatări miniere de plumb și zinc din Jugoslavia.

World Mining, aprilie 1956.

POLONIA

O nouă exploatare de minereu de fier denumită Marlice situată lîngă Czenstochau și care a fost parțial echipată de U.R.S.S. a intrat în exploatare.

World Mining, aprilie 1956.

U.R.S.S.

Producția de titanium a U.R.S.S. în valoare de 95 000 t/anual a depășit producția S.U.A.

World Mining, aprilie 1956.

AUSTRIA

După ultimele estimații rezervele de minereu de fier ale țării ar fi de 350—400 milioane tone. Din 100 de zăcăminte numai 5 sînt în exploatare, producînd circa 2 700 000 tone pe an.

World Mining, aprilie 1956.

JUGOSLAVIA

Un zăcămînt de baritină și minereu de fier a fost descoperit la Maslovari pe rîul Sava.

World Mining, aprilie 1956.

R. F. GERMANĂ

Treizeci de firme cu un efectiv de 17 000 muncitori și tehnicieni lucrează în prezent la săparea de puțuri și instalarea echipamentului pentru deschiderea de noi exploatări de cărbuni. Aceste întreprinderi au contractat lucrări similare și în Franța, Anglia, Olanda, Belgia, Venezuela și altele.

The Mining Journal, 20.IV.1956.

IRLANDA

La circa 40 km sud de Dublin a fost determinat un zăcămînt de sulfuri complexe cu o rezervă de circa 20 000 000 tone. In prezent se execută lucrările de deschidere prin plan înclinat.

World Mining, martie 1956.

ANGLIA

Aprovizionarea şantierelor greu accesibile cu material şi echipament se face cu helicoptere şi funii de nylon ce suportă greutăţi de circa 250 kg.

The Mining Journal, 20.IV.1956

ANGLIA

In cursul vizitei conducătorilor Uniunii Sovietice în Anglia s-a analizat şi posibilitatea măririi exportului britanic, în următorii cinci ani pînă la valoarea de 1 miliard lire. In cadrul acestui export s-ar cuprinde şi dotaţia de utilaj pentru 6 uzine de preparare cu capacitate de 1 000 t/zi.

The Minig Journal, 20.IV.1956.

R. F. GERMANĂ

Guvernul federal pregăteşte o lege de organizare a producţiei de energie atomică. Planurile tehnice realizate de ramura germană a lui Babcock şi Wilcox sînt avansate şi prima centrală atomică urmează a fi construită la Karlsruhe, investiţia fiind apreciată la 37 miliarde franci francezi.

Annales des mines, martie 1956.

SUEDIA

Unul dintre cele mai bogate zăcăminte de uranium din lume a fost descoperit la Vaestergoetland. Rezerva este de circa 1 000 000 t.

Annales des mines, martie 1956.

ITALIA

Parlamentul a luat în discuţie modernizarea exploatărilor de sulf prevăzînd fonduri de 9—12 miliarde lire în acest scop.

World Mining, martie 1956.

AUSTRIA

In 6—9 iunie 1956 urmează a se ţine la Montanistische Hochschale din Leoben cea de a treia conferinţă internaţională dedicată metalurgiei metalelor uşoare.

World Mining, martie 1956.

TURCIA

La 100 km este de Ankara la Yozgat a fost descoperit un zăcămînt de uraniu ce urmează a fi pus în exploatare. Uraniul apare sub formă de torbernită.

World Mining, martie 1956.

DANEMARCA

In 1952 s-au iniţiat lucrări de explorare prin galerii în fiordul King Oscar din partea de est a Groenlandei, realizîndu-se pînă în prezent circa 2 000 m galerii de explorare. S-a determinat astfel un zăcămînt de plumb şi zinc a cărui punere în exploatare va permite obţinerea a circa 10 000 tone concentrat de plumb şi o aceeaşi cantitate de concentrat de zinc, deşi condiţiile de exploatare sunt destul de grele în zona temperaturilor arctice în care este situată exploatarea,

World Mining, februarie 1956.

ITALIA

De curînd s-a livrat Uniunii Sovietice o primă cantitate de 50 000 tone sulf sicilian.

World Mining, februarie 1956.

NORVEGIA

In urma prospectării magnetice aero a unei suprafeţe de 300 mile patrate a fost descoperit în sud vestul ţării un zăcămînt de ilmenită de bună calitate ale cărei rezerve precizate prin foraje au fost apreciate la peste 100 000 000 t. Acest zăcămînt a fost numit Tellnes.

World Mining, februarie 1956.

BULGARIA

Prima uzină de obţinere a plumbului şi zincului a fost pusă în exploatare la Krdjali în septembrie 1956. Uzina este construită cu utilaj sovietic.

World Mining, februarie 1956.

SCOŢIA

S-a hotărît construirea unui depozit de minereu lîngă rîul Clyde. O linie dublă de transportoare, fiecare cu o capacitate de 1100 tone pe oră răstoarnă într-un siloz de 14 000 tone ce descarcă minereul simultan în patru linii de cîte 14 vagoane, fiecare de cîte 35 tone capacitate.

World Mining, februarie 1956.

POLONIA

In 1954—1955 s-a efectuat un schimb de mărfuri cu Spania. Astfel Polonia a primit în schimbul a 200 000 tone cărbune, 300 000 tone minereu.

World Mining, februarie 1956.

JUGOSLAVIA

De curînd s-au dus tratative cu reprezentanţii Statelor Unite în vederea extinderii exploatărilor de cupru de la Majdanpek şi construirea unei uzine siderurgice la Skoplje.

World Mining, februarie 1956.

UNGARIA

In prezent se construieşte la Rudabanya o uzină de preparare pentru siderită care va fi terminată în 1958 permiţînd mărirea producţiei de minereu de fier cu 250%.

World Mining, februarie 1956.

POLONIA

La Czestochowa a fost pusă în exploatare o mină de fier echipată de U.R.S.S.

World Mining, martie 1956.

R. F. GERMANĂ

O statistică recentă arată că în exploatările carbonifere din Germania de est (producţie zilnică 454 000 t cărbuni) sînt în funcţiune 1 360 000 stîlpi metalici din care 8% în metale uşoare şi 892 000 grinzi metalice din care 7% din metale uşoare.

45,3% din producţie este obţinută din abataje susţinute metalic; 41,1% cu lemn şi 12,6% cu susţinere mixtă.

Echo des mines et de la metallurgie, aprilie 1956.

R. P. UNGARĂ

La Hidas, la noua uzină în construcţie, s-a folosit pentru prima dată un procedeu ce permite fabricarea brichetelor fără liant la o presiune ridicată pornindu-se de la lignit.

Această uzină foarte modernă şi foarte mecanizată a fost instalată cu ajutorul R. D. Germane.

Echo des mines et de la metalurgie, aprilie 1956.

America de Nord

S.U.A.

Comisia de Energie Atomică a comunicat că sub influenţa radiaţiilor, diamantele îşi schimbă culoarea în verde. In acest mod se atrage atenţia asupra posibilităţilor de falsificare a diamantelor.

The mining journal, 27.IV.1956.

S.U.A.

Exploatarea de şisturi bituminoase de la Rifle Colorado a fost transformată în mină experimentală. Bureau of Mines a hotărît să facă investiţii de 1 milion dolari pentru cercetări în domeniul mişcării rocilor, aeraj, perforare, împuşcare, automatizare, etc.

The mining journal, 2.III.1956.

CANADA

In curînd va fi iniţiată exploatarea unui zăcămînt de fier la Colobojie cu rezerve de 60 la 100 milioane tone şi cu conţinut de 25% Fe.

Annales des Mines, marrie 1956.

S.U.A.

Compania Edison a anunţat că va trece la folosirea thoriului pe lîngă uraniu pentru producerea energiei atomice în uzina de la Indian Point.

Annales des mines, martie, 1956.

S.U.A.

In cursul unui congres al asociaţiei americane de mine s-a comunicat că gadolinium-ul va fi folosit la construirea aparatelor portative cu raze X. Se oferă 32 dolari pentru un gram din acest element care produce o puternică degajare de neutroni pe unitatea de suprafaţă. In prezent se fac încercări de a obţine gadolinium din thoriu.

Annales des Mines, martie 1956.

S.U.A.

Pentru determinarea rapidă a urmelor de cupru din terenuri şi roci atît pe teren cît şi în laborator, s-a elaborat o nouă metodă de analiză ce prevede topirea eşantionului cu bisulfat de potasiu şi estimarea cuprului cu bichinolina într-un extract de alcool isomylic.

The mining journal 10, II, 1956.

CANADA

La 100 mine nord de Seven Islands a fost descoperit un zăcămînt de hematită şi magnetită cu 32% Fe, în cantitate de circa 1 miliard tone.

World Mining, aprilie 1956.

S.U.A.

Intre Cleveland şi Pittsburgh se face anual un trafic de 20 milioane tone cărbune şi 32 milioane tone minereu. In prezent există un proiect ce prevede realizarea pe această distanţă de 150—200 km a unui transport pe bandă. Din proiect ar rezulta că tonajul global suportat de bandă ar fi de 120 000 tone.

Echo des mines et de la metallurgie, aprilie 1956.

S.U.A.

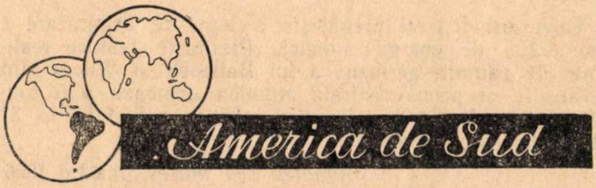
Comisia pentru energia atomică a comunicat preţul de 43 dolari/kg de torium metalic folosit în reactori nucleari. Vechiul preţ „secret" era de 25 dolari dar nu considera toate cheltuelile de producţie.

World Mining, aprilie 1956.

MEXIC

Lîngă Ciudad Camango, Cibuahua, a fost descoperit un mare zăcămînt de fier de calitatea celui de la Cerro de Hercado. Pentru punerea în exploatare — producţia fiind de 2000 t/zi — este necesară construcţia unei linii ferate pînă la Escalon.

World Mining, martie 1956.



America de Sud

BRAZILIA

Un important zăcămînt de monazită radioactivă a fost descoperit la graniţa cu Guiana Britanică.

World Mining, aprilie 1956.

ARGENTINA

Mina de la Aguilar plasată la 50 km Est de oraşul Humahuaca în WE a ţării este exploatată la o altitudine de 4400—4700 m. Este singura exploatare de plumb şi zinc a ţării şi cea mai importantă din America de Sud. Rezervele sînt de 7—10 milioane tone cu 8% Pb şi 12% Zn.

Annales des Mines, martie 1956.

VENEZUELA

Pe fundul lacului Maracaibo a fost instalată o conductă submarină de 300 m realizată din aluminiu şi care înlocuieşte conducta veche de oţel. Este prima utilizare a aluminiului în acest scop.

Annales des mines, martie 1956.

BRAZILIA

O recentă campanie de explorări a pus în evidenţă zăcăminte importante de minereu de plumb la Alta Garcia (1 000 000 tone), Beguira, Tiros şi Ribeirao de Rocha.

World Mining, martie 1956.

PERU

La Colpe River în regiunea Cusco a fost explorat un zăcămînt de 9 500 000 tone minereu cu 3,5—4,0 Cu. Se bănuieşte că zăcămîntul se extinde dar explorările au fost întrerupte datorită avalanşelor.

World Mining, aprilie 1956.

COLUMBIA

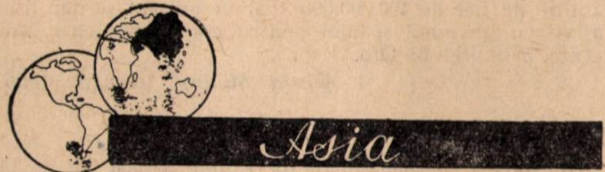
Lîngă Acerias Paz del Rio a fost descoperit un zăcămînt de fier cu 45—50% Fe.

World Mining, martie 1956.

CHILE

Zăcămîntul de cupru de la Cerro de Pasco cuprinde rezerve în extinderea actualei exploatări de circa 60—70 milioane tone minereu cu 2,2% Cu. O piedică în calea dezvoltării exploatării o constituie faptul că regiunea este acoperită de zăpadă timp de 7 luni pe an.

World mining, aprilie 1956.



JAPONIA

De curînd s-a comunicat descoperirea unei metode de a produce grafit din cărbune. Comunicarea prezintă importanță nu numai pentru faptul că face posibilă procurarea acestui material în orice volum, dar în cazul producerii la scară industrială prețul de cost al grafitului artificial va fi cu 1/3 mai ieftin decît al celui natural.

The mining journal, 27.IV.1956.

INDIA

Rezervele de bauxită de bună calitate sînt estimate la 28 milioane tone față de 250 milioane tone bauxită de calitate medie.

The mining journal, 20.IV.1956.

INDIA

O societate engleză a trecut la proiectarea și construirea unei uzine de feromangan plasate la Orissa la 100 mile de Jamshedpur, orașul oțelului. Producția finală va fi de 100 000 tone/an.

The mining journal, 10.II.1956.

INDONEZIA

O nouă exploatare de diamante a fost inițiată la Ganung Bahan in Borneo.

World Mining, aprilie 1956.

INDIA

De curînd s-a încheiat o convenție cu societățile Voest și Krupp pentru construirea unei oțelării cu o capacitate de 1 000 000 t pe an din care 750 000 t obținute prin procedeul Voest și restul în cuptoare Siemens Martin.

World Mining, martie 1956.

PAKISTAN

De curînd a luat ființă Institutul de mine și Geologie al Pakistanului ce-și propune promovarea științei miniere și geologice în această țară.

World Mining, martie 1956.

IRAK

Un mare zăcămînt de fosfat a fost descoperit în deșertul Irak lîngă calea ferată dintre Rutbah și Ramadi. Depozitul este lipsit de continuitate și se extinde peste 60 km cu o lățime de 3—4 km și adîncimi foarte variabile. Primele rezultate au indicat un minereu de calitate foarte bună.

World Mining, februarie 1956.

AUSTRALIA

La Broken Hill a fost realizată o instalație subterană de sfărîmare a piritei într-o cameră susținută cu beton armat. Intregul echipament cîntărește 150 tone și constă dintr-un concasor cu o gură de alimentare de 1 200 x 1 500 mm și cu o sfărîmare pînă la 175 mm, acest concasor avînd o capacitate de 500 t/h și fiind acționat de un motor de 230 C.P. Colectarea prafului se face cu un ventilator de 252 m^3/min și o depresiune de 200 mm.

The mining journal, 16.III.1956.

ANTARTICA

Antartica fiind compusă din două părți din care cea mai mică de circa $^1/_4$ reprezintă o extindere a lanțului muntos al Anzilor, apare ca posibilă existența unor bogății minerale importante.

La 300 mile de la Polul Sud s-au descoperit: cărbune și arbori fosili ceea ce dovedește data relativ recentă a perioadei glaciale.

Echo des mines et de la metallurgie, aprilie 1956.

AUSTRALIA

J. Gray a comunicat posibilitatea extragerii uraniului din minereu piritos prin lixivare acidă sub presiune.

Echo des mines et de la metallurgie, aprilie 1956.

AUSTRALIA

La Cockatoo Islanda, Yampi Sound, se exploatează 1 000 000 t minereu de fier pe an în carieră. Exploatarea posedă excavatoare electrice cu cupă de 4 m^3 iar transportul se face în autocamioane Diesel.

World Mining, aprilie 1956.

NOUA GUINEE

Presa olandeză semnalează descoperirea unor bogate zăcăminte de nichel și cobalt în regiunea cea mai accesibilă a munților Cycloop. Rezervele sînt estimate la 54 milioane tone. Insulele situate în largul coastei Vogelkop ar conține zăcăminte de trei-patru ori mai mari.

Annales des mines, aprilie 1956.

AFRICA DE SUD

In 1955 General Electric a reușit să producă diamante supunînd timp de cîteva ore o materie cărbunoasă la temperaturi foarte ridicate și la presiuni de 560 kg/mm^2. Dispozitivul constă dintr-o cameră ce permite menținerea unor temperaturi de peste 2760° timp de 16 ore la presiuni de peste 1055 kg/mm^2, adică echivalente celor ce există la adîncimi de 586 km.

Ceea mai mare dimensiune a fost de 1,6 mm și prețul de cost a fost dublu față de al celor naturale.

H. T. Hall folosind un aparat ce nu permite extinderea laterală a tensiunilor a produs în cîteva minute diamante de 1/10 carate. Aspectul diamantelor sintetice este identic cu al celor naturale.

Echo des mines et de la métallurgie, nr. 3488, nr. 1/1956.

AFRICA DE SUD

In exploatarea de la Nooitgedocht a fost obținut un diamant de 315 carate.

The mining Journal, 10.II.1956.

CONGO

M. S. de Magnée a elaborat o nouă metodă de determinare a vanadiului, metodă ce se poate folosi în prospecțiunile geochimice. Metoda mai veche a lui Wand și Marranzino necesita o cantitate importantă de reactivi și era puțin sensibilă. Noua metodă este semicantitativă cu tanin și se bazează pe o reacție clasică a taninului ce dă o colorație albastră caracteristică în prezența vanadiului. S-au detectat astfel concentrații de 0,008—0,01% V.

Echo des mines et de la métallurgie, nr. 3488, 1/1956, p. 36.

AFRICA ECUATORIALĂ FRANCEZĂ

In zona de Vest a Africii a fost descoperit un zăcămînt de fier de 100.000.000 t și în prezent se duc tratative cu guvernul spaniol pentru construirea unei linii ferate prin Rio de Oro.

World Mining, februarie 1956.

ALGER

In Sahara în sondajul de la Edjelé la 400 km de la frontiera algero-libiană, s-a întîlnit un zăcămînt de petrol ce a produs de la o adîncime de 450 m, circa 3 m³/h petrol.

Echo des mines et de la métallurgie, aprilie 1956

Documentare

Perforatoare portabile pentru explorare, Mining Engineering, 1955, iulie, pag. 643—644, fig. 3, tab. 1.

Explorarea impune folosirea unor perforatoare ușoare cu autoacționare și capabile de performanțe. Dintre tipurile realizate în ultimul timp cităm :

— Perforatorul Super Pioneer poate fi deservit de un singur om și forează pînă la 30 m. Perforatorul cîntărește 16 kg, pompa 22 kg și sfredelul 1,65 kg/m.

In tabelul alăturat sînt date caracteristicile acestor perforatoare.

Denumirea	Putere CP	Adîncime de forare m și diametru mm	Greutatea kg	Costul Dolari
X Ray	2½-7	60 m 20 mm	70—85	1 750
Porta	3,1/2	60 30 m 20-36 mm	113	—
Super Pioneer .	5	30 m 20 mm	38	735
Packsack	3,1/1	15 m 20 mm	45,3	850
Warsop	—	2,4-3 m 20 mm	41	650
Pioneer	—	84 m 20 mm	39	—
Pinazza	3,1/2-5,1/2	—	68	—

— Perforatorul Wersop Rock acționat de un motoraș în 2 timpi cu gazolină, fiind capabil să foreze la adîncimi de 2,4—3 m în rocă dură.

— Perforatorul X Ray : acționat de două motorașe cu gazolină cu putere de 7 CP. Este unul dintre cele mai ușoare tipuri și permite și obținerea de carote. Tipul Portacore poate fora pînă la 60 m.

Instalații de extracție, (Expoziția minieră de la Essen din 1954), Annales des Mines de Belgique 1955, septembrie, pag. 794—802, fig. 16.

Tendința generală în acest domeniu este de a mări sarcina pe cablu și a reduce sarcina moartă.

Extracția prin skip tinde să satisfacă aceste cerințe

TULAJDONA

şi totodată se poate adapta la o completă automatizare :în acelaşi timp devine posibilă alegerea unor vagonete de orice mărime independent de secţiunea puţului. Acest mod de extracţie se poate combina cu o stocare de cărbune în subteran şi la suprafaţă pentru a compensa fluctuaţiile în extracţie. Wolf şi Hasenclever prezintă sisteme de închidere foarte interesante şi care permit o închidere etanşă şi rapidă.

In ce priveşte cablurile, se tinde spre folosirea cablurilor multiple. „Felten şi Guillaume" prezintă un cablu din trei straturi de fire plate. Pentru adîncimi de 1000 m cablu de 86 mm ø cu 19 mănunchiuri (408 fire ,prezentînd o sarcină de rupere de 545 t. Pentru 1500 m cablul cu 508 fire prezintă o sarcină de rupere de 710 t. Impregnarea cablurilor pe bază de silicon produs destul de lubrefiant, are avantajul că nu îmbătrîneşte şi se menţine perfect impermeabil la apă.

Moletele sau roţile Koepe se realizează în prezent în construcţii sudate. GHH prezintă o moletă de 5,5 ø m. Alteori cele două molete sînt montate pe acelaşi ax, una fixă şi alta liberă, putînd avea o mişcare relativă ce evită alunecarea cablului.

Mîinile curente rigide au tendinţa de a fi înlocuite cu rulouri din cauciuc montate pe rulmenţi şi care au avantajul unui contact permanent cu ghidajele şi unei perfecte adaptări la acestea. Uneori aceste rulouri se confecţionează din cauciuc masiv iar alteori din pneuri umflate. Acest tip de mîini curente asigură o funcţionare liniştită a vasului de extracţie reducînd foarte mult uzura ghidajului (ce poate fi metalic) şi o importantă economie.

Noutăţi în domeniul telecomunicaţiei în exploatările miniere, Bergbautehnik, 1955, nr. 3, pag. 151—154, fig. 7 18, ref. bibl.

Trecerea la mecanizarea din ce în ce mai intensă a exploatărilor miniere impune o reorganizare a sistemului de comunicaţii din mină. Prima cerinţă pe care trebuie să o satisfacă noile sisteme şi aparate este aceea de a fi realizate într-o construcţie antigrizutoasă. In domeniul siguranţei contra gazelor importante cercetări şi utilaje au fost realizate în Anglia. La întrerupătoarele magnetice s-a înlocuit transmiterea cuplării pe cale mecanică cu transmiterea pe cale magnetică ; contactele sînt realizate din aliaj de aur şi nichel permiţînd conexiunea curentului continuu pînă la 50 W la 110 V. Construcţia de mic gabarit a telefoanelor apare ca cea mai avantajoasă pentru folosirea în mină, iar realizarea receptorului şi microfonului din ebonit permite o durată mai lungă de serviciu aparatului. Ţinînd seama de zgomotele destul de mari din mină soneria, prevăzută cu un emitator magnetic cu patru poli, dă un sunet de apel de suficientă tărie, chiar la cea mai mică intensitate a apelului. In acelaş scop unele aparate posedă şi un mic amplificator de 1 W putere, la care convorbirea este redată şi prin difuzor.

Aparatele pentru convorbiri în două sensuri, dotate cu tuburi electronice şi difuzor cu cameră de aer comprimat permite obţinerea chiar la o distanţă de 50 m a unui sunet cu o tărie de circa 70 foni. Pe viitor se va trece la folosirea tranzistorilor şi în acest domeniu Telefonia de înaltă frecvenţă cu unde dirijate cu putere sub un mW la distanţe de 300—500 m permite funcţionarea în condiţii optime cu o baterie uscată timp de 80 ore de utilizare.

Locomotivele de mină sînt dotate cu aparate de convorbiri în ambele sensuri ce lucrează cu o frecvenţă de modulaţie între 39 şi 136 kHz ; alimentarea se face direct de la firul de contact.

Compresoarele Atlas Copco, Revue de l'Industrie Minerale, 1955, decembrie.

Intr-un prospect publicat în cadrul revistei, cunoscuta firmă Atlas Copco din Suedia, prezintă seria de compresoare stabile A.R. caracterizate prin debitul specific mult mai mare decît la alte compresoare. Se citează că datorită consumului de putere redus se obţin anual economii ce reprezintă a cincea parte din preţul de achiziţie al compresorului (şi care este de circa 1 500 000 fr F). Compresoarele construite special pentru industria minieră posedă o reglare în 3 sau 5 trepte ceea ce le asigură o mare supleţă în ce priveşte urmărirea variaţiilor de consum şi o mai mare regularitate a puterii absorbite de motor.

Folosirea unor camere de apă larg dimensionate, construcţia în două etaje şi canalizările de aer studiate din punct de vedere aerodinamic asigură la refulări de 7 kg/m^2 temperaturi sub 130^0C faţă de 245^0C realizate de alte compresoare. Temperatura mai redusă permite funcţionarea pe o durată mai largă a clapetelor. Construcţia este realizată din oţel suedez cu axele montate pe rulmenţi SKF.

In tabelul de mai jos sînt date caracteristicile seriei de compresoare A.R.

S. C. Sun, L. Y. Tu şi E. Ackermann: **Flotarea minereurilor cu colector emulsionat prin ultrasunete**, Mining Engineering, 1955, iulie, pag. 656—660, fig. 3, tabl. 6, ref. bibl. 16.

Cu ajutorul undelor sonore de înaltă frecvenţă este posibilă emulsionarea apei în care s-a introdus un 1 colector. Emulsionarea pe cale ultrasonică este în acelaşi timp mult mai eficace pentru flotarea mineralelor decît folosirea de colectori neemulsionaţi.

In articol se prezintă aparatura folosită şi care este destul de simplă pentru emulsionarea pe cale ultrasonică a colectorilor folosiţi în flotaţie. Folosind colectori emulsionaţi, se poate mări extracţia cărbunelui la flotaţie de la 25—50% la 90—93%. Emulsionarea colectorului în apă poate fi uşurată fie prin modificarea proprietăţilor hidrofiliene ale colectorului, fie prin mărirea intensităţii sunetului sau pe ambele căi. In lipsa unui corp emulsionat, durata acustică de emulsionare a colectorului în apă creşte în general cu creşterea concentraţiei în colector. Colectorii emulsionaţi pe cale ultrasonică sînt mult mai efectivi în flotarea minereurilor decît colectorii neemulsionaţi.

Tipul	Presiunea maximă kg/cm^2	Viteza la 50 perioade ture/min	Volumul aspirat m^3/min	Putere absorbită CP	Debitul apei de răcire la 15^0C 1/h	Greutatea kg
A R 1	8,4	730	11,3	81	1,8	1 320
A R 3	8,4	585	18,8	129	2,2	2 450
A R 4	8,4	485	24,2	164	3,7	3 000
A R 5	8,4	375	28,3	189	4,0	4 100
A R 7	8,4	326	55	375	8	6 600
A R 9	8,4	300	91	596	13,3	12 000

Conferinţa filialei ASIT-Petroşani

In ziua de 24 iunie a avut loc la Clubul Gheorghe Apostol din Petroşani, Conferinţa Filialei Raionale ASIT, prezidată de tov. ing. Covaci Gh. vice preşedinte al CSP şi membru al Consiliului Central ASIT.

La conferinţă au participat numeroşi delegaţi ai cercurilor ASIT din cadrul filialei, precum şi numeroşi ingineri şi tehnicieni din producţie, cadre didactice, fruntaşi în producţie şi inovatori, în calitate de invitaţi.

După cuvîntul de deschidere şi constituirea prezidiumului, tov. ing. Roman Petre, preşedintele filialei a prezentat darea de seamă a activităţii filialei de la primul Congres ASIT şi pînă în prezent.

In introducere au fost arătate în mod succint atît realizările privind creşterea producţiei de cărbuni în primul cincinal cu 167% faţă de 1938, ridicarea de numeroase construcţii industriale şi sociale însumînd un număr de peste 4 000 apartamente, ridicarea termocentralei Paroşeni, redeschiderea minelor Vulcan şi Lonea şi deschiderea minei Uricani, ateliere de mare capacitate pentru prefabricate la Bărbăteni şi Livezeni, cît şi lipsuri ca: rămînerea în urmă în ceea ce priveşte îndeplinirea planului la cărbune şi în special în problema productivităţii muncii care a scăzut în anii cincinalului cu 33%.

In continuare, darea de seamă s-a ocupat cu analiza activităţii filialei ASIT în strînsă legătură cu activitatea întreprinderilor din raion. Astfel, s-a arătat că în general, munca s-a desfăşurat pe baza unor planuri axate pe cele mai importante probleme ale întreprinderilor ca: redeschiderea de mine, mecanizarea şi organizarea muncii în sectorul minier şi industrializarea lucrărilor de construcţii, mecanizarea lucrărilor, introducerea materialelor şi metodelor noi, etc., în sectorul de construcţii.

A fost scos în evidenţă aportul adus de Asociaţie în rezolvarea pe bază de studii a unor probleme de mare importanţă ca: **„Inlocuirea lemnului de mină cu prefabricate din beton"** (colectiv ing. Melenciuc Vladimir şi Vlasin Vasile): **„Folosirea tensiunii optime în subteran"** (ing. Onciu Teodor); **„Susţinerea metalică a abatajelor frontale"** (colectiv ing. Moldovan Iosif, ing. Roman Petre, ing. Tolvay Alexandru şi colectiv ing. Boconcios Ioan, ing. Jurca Cornel şi ing. Bîrsan Traian); **„Folosirea sterilului ars de haldă"** (colectiv ing. Andonie Mihai, ing. Piso Aurel şi ing. Tcacic Onest) ca material de construcţii prin aplicarea căruia s-a ajuns să se înlocuiască anual circa 20 000 000 cărămizi; **„Aplicarea tencuielilor mecanizate** (colectiv ing. Sleahtena Dumitru, ing. Andor Dumitru, tehnician Bartha Vasile şi zidarul tencuitor Muşat Miron) cu ajutorul căruia s-a mărit productivitatea cu circa 40%; şi înfîrşit realizarea pentru prima dată la noi în ţară a **„Bureţilor artificiali din vîscoză"** (colectiv ing. Popa Ioan şi ing. Ionescu Maria).

Filiala şi Cercurile ASIT din Raion s-au folosit pe scară largă de metoda schimburilor de experienţă atît în privinţa inovaţiilor unde putem cita schimbul de experienţă avut între inovatorii din Valea Jiului şi cei de la Uzinele „Iosif Rangheţ" şi „Gh. Dimitrov" din Arad, cît şi între responsabilii cabinetelor tehnice din întreprinderile din Valea Jiului.

In scopul îmbogăţirii cunoştinţelor inginerilor şi tehnicienilor, Filiala ASIT a organizat o serie de conferinţe în cadrul cărora a făcut expuneri la un înalt nivel ştiinţific tov. prof. ing. Ilia Ivanovici Uho, ing. Zubarev, ing. D. Hrisanide, ing. P. Anton, ing. Gh. Vanci etc.

Darea de seamă nu s-a limitat numai la expunerea realizărilor ci a căutat să scoată în evidenţă lipsurile care au frînat o şi mai bună activitate a Filialei. Astfel, atît comitetele cercurilor cît şi comitetul Filialei, nu au reuşit să antreneze în munca ASIT decît un număr foarte restrîns de membri. Singurul domeniu în care, în oarecare măsură, a fost antrenat un număr mai mare de ingineri şi tehnicieni fiind activitatea de inovaţii. De asemenea studiile care au fost stabilite de cele mai multe ori s-au formulat numai prin titlu, fără ca secţiile de specialitate să întocmească o tematică prin care să se precizeze ce anume urmăreşte studiul. Dacă luăm în considerare şi lipsa de colaborare între secţii şi întreprinderile ce trebuiau să furnizeze datele necesare întocmirii acestora, se poate explica motivul neîndeplinirii planului de studii decît cu 25%. In general, s-a observat o slabă mobilizare la conferinţele organizate de Filială şi Cercuri şi o reflectare resstrînsă a luptei de opinii în cadrul acestora. Dar cea mai serioasă deficienţă o constituie lipsa de finalitate a unora dintre acţiuni — conferinţe, studii şi concluziile lor — fapt care duce la întîrzierea introducerii în practică a noului.

Incheerea raportului arată hotărîrea Filialei de a lichida cu lipsurile menţionate, dirijîndu-şi efortul în special în activizarea unităţilor de bază şi în ridicarea nivelului tehnic şi profesional al membrilor săi, încadrînd bine înţeles acest efort, în planuri care să ţină cont de cerinţele reale ale producţiei.

In continuarea raportului, au avut loc numeroase discuţii la care au luat cuvîntul atît delegaţii, cît şi invitaţii Filialei. Printre problemele mai viu dezbătute în cadrul acestor discuţii, a fost problema timpului liber necesar studiului. In această privinţă, s-a făcut o propunere interesantă care constă în crearea unei după amiezi libere închinată activităţii ASIT. De asemenea, a fost viu discutată problema Casei Tehnicianului a cărei realizare, în cadrul Filialei Valea Jiului, este posibilă cu foarte puţine eforturi. S-a arătat totodată, şi necesitatea măririi numărului de conferinţe, făcîndu-se propunerea de a se multiplica anticipat acestea, pentru a putea fi dezbătute în cadrul fiecărui cerc. Discuţiile au mai scos în evidenţă o serie întreagă de lipsuri, nesesizate de raport, dintre care cea mai importantă este necolaborarea cu Institutul de Mine din Petroşani.

★

Trecîndu-se la alegerea noului Comitet al Filialei precum şi al delegaţilor la Congresul ASIT, participanţii la conferinţă şi-au exprimat dorinţa unanimă de a alege elementele cele mai capabile şi care şi-au dovedit ataşamentul faţă de Asociaţie. Apreciindu-li-se activitatea dusă pînă în prezent, au fost realeşi o serie de tovarăşi din vechiul comitet ca: tov. ing. Roman Petre, Onciu Teodor, Lederer Iosif, Ionescu Radu etc. Alături de aceştia, noul comitet numără printre membrii săi, o serie de elemente tinere ca Gaube Radu, Caloianu Gheorghe, Bîrsan Traian şi alţii, dornici să-şi fructifice capacitatea lor creatoare.

Inaintea cuvîntului de închidere, tov. ing. Covaci Gh. a înmînat din partea Consiliului Central ASIT, în aplauzele asistenţei, diplome de onoare, tov. ing. Jurca Cornel şi ing. Radu Ionescu, recompensînd astfel activitatea susţinută dusă în scopul realizării sarcinilor Asociaţiei.

Cuvîntul de închidere rostit de tov. Covaci Gheorghe a subliniat sarcinile ce stau în faţa Filialei în special în problema organizatorică şi a documentării şi punerii în practică a tot ceea ce este nou în ţară şi străinătate.

Privită în general, conferinţa Filialei Raionale Valea Jiului, s-a desfăşurat la un înalt nivel tehnic, şi discuţiile purtate în urma raportului dovedesc că delegaţii celor aproape 1000 membri ai Filialei, vor fi elementele motoare în lupta dusă de Asociaţie pentru îndeplinirea şi depăşirea sarcinilor celui de al II-lea plan cincinal.

Intreprinderea Poligrafică 2, str. Brezoianu, 23—25 — Bucureşti — c. 2176

НОВЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ В ОБЛАСТИ ИЗУЧЕНИЯ И БОРЬБЫ С ПЛЫВУНАМИ В ЛИГНИТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ РНР

Статья описывает характеристику плывунов встречаемых на разработках Марджинянка, Шотынга, Филипешть де Падуре и Карансебеш. Эти разработки являются наиболее типичными случаями, в которых наличие данных образований повело к значительным затруднениям.

КРЕПЛЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК СБОРНЫМИ БЕТОННЫМИ ЭЛЕМЕНТАМИ ТИПА С. Б. И.

Крепление С. Б. И. было предложено на конкурсе, организованном Министерством горнорудной промышленности. В настоящей статье описываются различные формы (круглый, многоугольный, и трапецоидальный профиль) этого типа с точки зрения конструкции, проектирования и выполнения, причем указывается применяемый метод расчета и достигаемые преимущества.

ПРИМЕНЕНИЕ ВРУБОВОЙ МАШИНЫ КОРФМАНА ПРИ ПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТАХ

Описывается способ работы врубовой машиной Корфмана, организованной на трех близко расположенных лавах углеразрабатывающего предприятия Филипешть де Падуре.

МЕХАНИЗАЦИЯ ДОБЫЧИ УГЛЯ НА УГЛЕРАЗРАБАТЫВАЮЩЕМ ПРЕДПРИЯТИИ САЛАЖ

Статья анализирует поведение врубовых машин в забоях углеразрабатывающего предприятия Салаж в зависимости от метода работы, а также рассматривается наилучшая планограмма развертывания работы на основании двухлетнего опыта.

К ВОПРОСУ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ УГЛЯ КАК ТОПЛИВО ДЛЯ ДОМАЩНИХ НУЖД

Дается ряд целесообразных указаний применительно к использованию угля как домашнее топливо, причем учитывается характеристика печи, в которой сжигается уголь, а также технологическая характеристика применяемых сортов угля. Ставится вопрос выделения окиси углерода и описывается один из отечественных реактивов, применяемых для обнаружения окиси углерода в воздухе.

ПРЕДУПРЕЖДЕНИЕ ПОЖАРОВ В МОЩНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ БАССЕЙНА ДОЛИНЫ ЖИУ

Описываются два пожара, возникшие при осуществлении изоляционных зон. Автор приходит к заключению, что во избежание пожаров в изоляционных зонах разработка должна производиться без обрушения угля, причем необходимо совершенно изолировать разрабатываемый угольный массив. Далее описывается метод разработки, ведущий к предупреждению пожаров.

NEUE FORSCHUNGEN ZWECKS ERKENNEN UND BEKÄMPFEN DES EINFLUSSES VON LAUFSAND IN DEN BRAUNKOHLENVORKOMMEN DER R.V.R.

Dieser Artikel stellt eine ganze Reihe von Eigenschaften des Laufsandes dar, wie er in den Bergwerken von Mărgineanca, Sotînga, Filipeştii de Pădure und Caransebeş vorkommt. Diese Bergwerke vertreten die typisten Fälle dar und sind gleichzeitig diejenigen Gruben, wo diese Gebilde die grössten Schwierigkeiten hervorgerufen haben.

DIE ZIMMERUNG DER UNTERIRDISCHEN STOLLEN DURCH VORGEGOSSENE BETON-ELEMENTE TYPE S. B. I.

Die Zimmerung S. B. I. wurde im Rahmen eines vom Bergbau-Ministerium aufgeschriebenen Wettbewerbes vorgeführt und im vorliegenden Artikel werden die verschiedenen Formen desselben beschrieben (Rundprofil, Poligonalprofil, Trapezoidalprofil), vom Standpunkt der Konstruktion, Projektierung und Ausführung; gleichzeitig wurde die Art der benützten Berechnungen, sowie die Vorteile die dadurch entstehen, angegeben.

DIE ANWENDUNG DER SCHRAMM-MASCHINE KORFMANN BEI DEN VORDRINGUNGSARBEITEN

Es wird die Arbeitsweise der Schramm-Maschine Korfmann beschrieben, welche für 3 naheliegenden Abbaustosse in dem Kohlenunternehmen „Filipeştii de Pädure" eingestellt ist.

DIE MECHANISIERUNG DER AUSBEUTUNG DER KOHLE BEI I. C. SĂLAJUL

Der Artikel analysiert sowohl das Verhalten der Schramm-Maschine im Abbau von „I. C. Sălajul", sowie die Vorzüge der Arbeitsweisen, als auch das beste Planogramm der Entfaltung der Arbeit auf Grund einer zweijährigen Erfahrung.

BEITRÄGE ZUM PROBLEM DER VERWENDUNG VON KOHLE ALS HAUSHEITZSTOFF

Es werden einige richtige Vorschriften des Kohlen verbrauches als Hausverfeuerung beschrieben. Dabei werden die Ofeneigenschaften in denen die Verbrennung stattfindet, sowohl die termochemischen Eigenschaften verschiedener benützten Kohlenarten beschrieben. Gleichzeitig wird das Problem der Emanation des Kohlenoxydes berührt und ein rumänisches Reaktiv vorgeführt für das Auffinden und Dosieren des Kohlenoxydes aus der Luft.

BEITRÄGE ZUR VERHÜTUNG VON FEUERBRÄNDEN IN DEN DICKEN KOHLENSCHICHTEN IM JIU-KOHLENBASIN

Der Artikel beschreibt das Ausbrechen zweier Feuer, die durch das Ausführen einiger Isolationszonen hervorgerufen wurden. Die Schlussfolgerung ist, dass um Brände in den Isolationszonen zu verhüten die Ausbeutung ohne Kohlenzubruchwerfen geschehen muss und dass es notwendig ist, dass durch die Ausbeutung angegriffenen Kohlenlager vollkommen isoliert werden. In der Folge zeigt der Artikel ein Abbauverfahren der Kohle, bei welchem ein Feuerausbruch verhütet wird.

Országos
Kony
TULAJDON

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

ANUNŢ

Se aduce la cunoştinţa tuturor întreprinderilor că Banca de Stat a reorganizat centrele de mostre care funcţionează în următoarele localităţi:

Localitatea	Adresa	Nr. telefon
Bucureşti	Calea Dorobanţilor nr. 36—40	1.93.56
Timişoara	B-dul 23 August nr. 3	17.18
Cluj	Str. Kogălniceanu nr. 7	37.91
Oraşul Stalin	Str. 7 Noiembrie nr. 2	17.93
Ploeşti	Str. S. M. Kirov nr. 5	16.52
Bacău	Str. M. Viteazu nr. 77	88.17
Constanţa	Str. Scarlat Vîrnav nr. 9	17.54
Tg. Mureş	Piaţa Stalin nr. 51, et. I	29.04
Deva	Piaţa Unirii nr. 3	24

Aceste centre de mostre stau la dispoziţia întreprinderilor pentru valorificarea stocurilor supranormative şi disponibile precum şi pentru aprovizionarea cu materii, materiale, piese de schimb etc., necesare activităţii lor.

Clişeul de pe copertă: Instalaţie cu 4 linii de spălare paralele (R. Cehoslovacă)

„REVISTA MINELOR“ organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Minelor — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 2176

Lei 5 exemplarul

E 1433

KAT

Revista MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár
TULAJDONA

Număr special în cinstea celui de-al II-lea CONGRES A.S.I.T.
BUCUREȘTI - NOIEMBRIE 1956

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA

9
1956
ASIT

Septembrie .
1956
Anul VII
Nr. 9

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA : BUCUREŞTI ● STR. ION GHICA, 3 ● TELEFON : 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.
* * * Tehnica nouă în industria minieră . . 397
M. STAMATIU : Cercetări referitoare la influenţa soluţilor saturate de clorură de sodiu asupra rezistenţei la eforturi mecanice a sării geme de la salina Ocna Mureşului 399
N. MILEA : Aspecte noi în prospecţiunea radiometrică a zăcămintelor de minereuri şi cărbuni 414
TR. CRISTESCU : Aparate şi metode utilizate în prospecţiunea magnetometrică pentru minereuri 417
AL. ESCA : Metode noi în prospecţiunea seismică a zăcămintelor de cărbuni 420
R. BOTEZATU : Stadiul actual al prospecţiunii gravimetrice pentru zăcămintele de minereuri şi cărbuni 422
P. S. ANTON : Tehnica nouă în domeniul săpării şi susţinerii lucrărilor miniere . . 427

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
Технические новости в горном деле 397
М. СТАМАТИУ : Исследования влияния насыщенных растворов хлористого натрия на сопротивление механическому усилию каменной соли из копи Окна Мурешулуй . . 399
Н. МИЛЯ : Новые направления в радиометрической разведке рудных н угольных месторождений 414
Т. КРИСТЕСКУ : Аппараты и способы применяемые в магнитометрической разведке руд . 417
А. ЕСКА : Новые способы в сейсмической разведке угольных месторождений 420
Р. БОТЕЗАТУ : Современная стадия гравиметрических разведок рудных и угольных месторождений 422
П. С. АНТОН : Новая техника при проходке и креплении горных выработок 427

SOMMAIRE

Page
* * * La technique nouvelle dans l'industrie minière 397
M. STAMATIU : Recherches sur l'influence des solutions saturées de chlorure de sodium sur la résistence aux efforts méchaniques du sel gemme de Ocna Mureşului 399
N. MILEA : L'aspect nouveau de la prospection radiométrique des gisements de minerais et de charbon 414
TR. CRISTESCU : Appareils et méthodes pour la prospection magnétométrique des minerais 417
AL. ESCA : Méthodes nouvelles dans la prospection séismique des gisements de charbon 420
R. BOTEZATU : L'état actuel de la prospection gravimétrique pour les gisements de minerais et de charbon 422
P. S. ANTON : La technique nouvelle dans le creusement et le soutènement des travaux miniers 427

INHALT

Seite
* * * Die neue Technik in der Bergbau-Industrie 397
M. STAMATIU : Untersuchungen über den Einfluss gesättigter Natriumchloridlösungen auf die Festigkeit des Steinsalzes von Ocna Mureşului 399
N. MILEA : Neue Aussichten der radiometrischen Aufsuchung von Erz- und Kohlenlagerstätten . 414
TR. CRISTESCU : Geräte und Messverfahren für die magnetische Aufsuchung von Erzmineralien 417
AL .ESCA : Neue Methoden für die seismische Aufsuchung von Kohlenablagerungen . . 420
R. BOTEZATU : Das heutige Stadium der geophysikalischen Schweremessungen bei Erz- und Kohlenlagerstätten 422
P. S. ANTON : Die neuzeitliche Technik beim Vortreib und Ausbau von Grubenbauen . 427

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing.. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

E 1433

Könyvtár
TULAJDONA

REVISTA MINELOR
ANUL VII — Nr. 9 — SEPTEMBRIE 1956

„Productivitatea muncii poate şi trebuie să facă salturi însemnate, prin generalizarea metodelor avansate de muncă, prin folosirea deplină a utilajului, prin întrebuinţarea completă a timpului de lucru, prin înlocuirea în procesul tehnologic a ceea ce este învechit şi introducerea cu hotărîre a tehnicii noi".

(Din Raportul C.C. al P.M.R. la Congresul al II-lea al partidului).

Tehnica nouă în industria minieră

Prin naţionalizarea industriei miniere efectuată în anul 1948 — a fost posibilă trecerea la rezolvarea în ansamblu a principalelor probleme ce se puneau în această ramură industrială. Această rezolvare a fost continuată în special în decursul primului cincinal, cînd numai în industria carboniferă s-au efectuat anual investiţii ce au reprezentat pînă la 500% faţă de investiţiile aferente anului 1950. Datorită permanentului sprijin acordat de către P.M.R. şi guvern industriei miniere considerată drept unul dintre principalele sectoare ale industriei grele, a fost posibilă mărirea producţiei de cărbuni şi minereuri. Totuşi, aşa după cum s-a arătat în cadrul lucrărilor celui de al doilea Congres al Partidului Muncitoresc Romîn, industria minieră nu şi-a îndeplinit sarcinile care îi reveneau în cadrul primului plan cincinal, atît în ce priveşte capacitatea de producţie cît şi productivitatea muncii.

Pentru cel de al doilea cincinal industria minieră va trebui nu numai să facă faţă noilor sarcini, ci să rezolve şi rămînerea în urmă din cadrul primului plan cincinal. Această rezolvare, va trebui iniţiată din primii ani ai celui de al doilea cincinal şi în cadrul ei va trebui să se depună o foarte intensă muncă. Una din căile pe care trebuie să se meargă pentru iniţierea rezolvării acestei probleme este introducerea raţională a tehnicii noi sau pe un plan mai general, modernizarea industriei noastre miniere.

In ultimii ani tehnica mondială şi tehnica minieră în special au făcut progrese foarte mari, progrese care se cer analizate cît mai în amănunt pentru a se vedea care sînt posibilităţile de aplicare la noi în ţară. Dacă în decursul primului cincinal s-a realizat mecanizarea în proporţie de 100% a operaţiei de perforare, în cel de al doilea cincinal, accentul va trebui pus pe introducerea la maximum a perforării rotative, aceasta constituind o primă etapă pe calea electrificării totale a exploatărilor noastre miniere.

In privinţa tăierii în abataj, în cursul primului cincinal s-a obţinut o serie de succese ajungîndu-se ca în 1955 să se obţină cu 47,5% mai mult cărbune tăiat mecanic decît în 1951. In aceeaşi perioadă au fost introduse combinele Donbass, care datorită lipsei unei munci de cercetare mai susţinute nu au dat încă rezultatele scontate. In acest domeniu va trebui ca în cursul celui de al doilea cincinal să se rezolve complet problema adaptării combinei Donbass sau a altui tip de combină la condiţiile specifice zăcămintelor noastre de cărbune.

Incărcarea a putut fi mecanizată în cursul celui dintîi cincinal într-o mai mare măsură în minele de cărbuni, decît în minele de minereuri. Totuşi încă nu este rezolvată complet problema încărcării la înaintări şi încă nu s-a generalizat încărcarea direct pe transportorul mutat lîngă frontul de cărbune.

Transportul a fost mecanizat într-o mai mare măsură decît tăierea. Astfel în abatajele de cărbune în 1955 se transporta mecanic cu 55,4% mai mult decît în 1951, iar numărul de tone-kilometru de transport mecanic în general pe subteran a crescut în aceeaşi perioadă în exploatările de cărbuni cu 55,5%. Totuşi aceste procente sînt încă reduse faţă de cerinţele realizării unui transport raţional în subteran şi care să transforme acest transport dintr-un punct de strangulare a producţiei într-un sector care să permită atît dezvoltarea producţiei în mod normal cît şi mărirea productivităţii muncii. In acest sens analizarea ultimelor realizări în domeniul transportului şi în special folosirea unui utilaj de calitate şi automatizarea cît mai înaintată a diferitelor faze de transport va permite o mai justă orientare.

In decursul primului cincinal nu a fost suficient urmărită problema realizării de noi tipuri de explozivi şi îmbunătăţirea împuşcării, problemă de cea mai mare importanţă în primul rînd pentru exploatările de minereuri şi în al doilea rînd pentru exploatările de cărbuni cu degajări de metan.

Un prim pas a fost făcut în cursul primului cincinal în ce priveşte problemele de susţinere. Pe de o parte acest prim pas constă în iniţierea unei tratări ştiinţifice a acestei probleme şi care va trebui să înlocuiască definitiv şi complet empirismul şi rutina ce se constată încă în acest domeniu. Primele încercări de introducere a prefabricatelor de beton la susţinerea lucrărilor miniere ca şi cele de susţinere metalică cu grinzi în consolă pentru abataje, deşi timide şi necoordonate au dat totuşi rezultatele ce pot constitui o primă bază de pornire.

In domeniul modernizării şi raţionalizării metodelor de exploatare în afara introducerii pe scară mai largă a abatajelor cu front lung nu s-au realizat lucruri importante. Şi acesta este un domeniu de mari posibilităţi în care este necesară o cît mai raţională şi mai grabnică rezolvare.

Protecţia şi higiena muncii constituie unul din domeniile în care realizările deşi nu au o urmare directă asupra producţiei, totuşi permite ca prin crearea unor mai bune condiţii de muncă să se obţină o nebănuită mărire a productivităţii muncii. In acest domeniu munca nu a fost suficient de susţinută, fapt pentru care probleme ca cea a perforării umede, a îmbunătăţirii aerajului, a combaterii focurilor, a climatizării subterane, a drenării metanului, nu au fost suficient de fundamentate pentru condiţiile din ţara noastră.

Dintr-un bun început trebuie spus că în industria minieră din ţara noastră, fără a se introduce noi utilaje şi noi metode de lucru, se pot obţine rezultate remarcabile în primul rînd prin modernizarea organizării muncii. Problema organizării în general şi a organizării muncii în special nu a fost suficient tratată, deşi această latură constituie principala rezervă internă a industriei miniere. Aplicarea graficului ciclic, are de cele mai multe ori un caracter pur formal şi lipsit de finalitate, fapt care poate prezenta pericolul căderii în desuetudine, a acestei metode atît de importantă pentru mărirea productivităţii muncii.

Modernizarea industriei miniere nu poate fi tratată unilateral fără a considera simultan cele trei părţi componente ale sale: organizarea raţională, introducerea tehnicii noi şi tratarea ştiinţifică a tuturor problemelor.

Fără epuizarea posibilităţilor organizatorice ale unei metode sau procedeu nu se poate aprecia în mod just valoarea acestuia. Pe de altă parte numai printr-o cît mai largă muncă organizatorică se va putea stabili domeniul optim de aplicare a unui procedeu sau acela de funcţionare a unui utilaj. Trebuie să se elimine cît mai grabnic atitudinea formală faţă de problemele organizatorice şi să se introducă un puternic spirit ştiinţific în tratarea acestor probleme. Dacă tehnica nouă trebuie însuşită de către tehnicieni şi ingineri în primul rînd printr-o largă şi permanentă documentare, nu este mai puţin adevărat că ea trebuie realizată numai printr-o permanentă şi cît mai raţională muncă organizatorică.

Pentru introducerea tehnicii noi va trebui realizată în primul rînd o cît mai largă pregătire tehnică a inginerilor şi tehnicienilor. Trebuie de subliniat aici necesitatea unei cît mai juste orientări în problemele de tehnică nouă. Realizările din alte ţări trebuie analizate în amănunt şi nu este permisă supraestimarea în spirit cosmopolit a unor realizări nelegate de condiţiile de aplicare. In tehnică entuziasmul, nefundamentat ştiinţific este la fel de periculos ca şi rutina şi tradiţionalismul. Nu avem nevoie de documentare cosmopolită ci de o documentare creatoare. Nu trebuie să se uite şi faptul că tehnica nouă îşi face apariţia sa şi sub altă formă decît cea de articole în revistele de specialitate. La fel de importantă este sezisarea noului în însăşi cadrul mineritului nostru. Cercetarea amănunţită a propunerilor raţionalizatorilor, inovatorilor, contactul permanent cu aceştia, permit introducerea tehnicii noi pe o scară largă. Importanţa sezizării noului nu constă în simpla lui descoperire. Caracterul economic al sesizării noului constă tocmai in lupta pentru aplicarea acestuia cît mai curînd de la apariţia lui.

Industria minieră are nevoie actualmente de practicieni cu o înaltă calificare capabili să se orienteze în problemele atît de diferite pe care le pune mineritul. In stadiul actual mineritul pe lîngă specificul său constituie şi o sinteză de date tehnice din alte ramuri ale tehnicii şi numai printr-o îmbinare corectă a acestor două laturi este posibilă realizarea unui progres în industria minieră.

Sub acest aspect reiese clar sarcina pe care necesitatea modernizării mineritului o pune în faţa institutelor de învăţămînt, de proiectări şi de cercetări ştiinţifice.

Modificările survenite în tehnica minieră modernă impun anumite modificări, şi în modul de predare a ştiinţei miniere. Trebuie părăsită linia descriptivă şi unilaterală pentru a se trece la predarea analitică şi politehnică, singura linie care va permite noilor cadre o orientare justă şi rapidă în problemele de mecanică, electrotehnică, hidraulică, chimie şi altele pe care le pune mineritul modern, în faţa viitorului inginer minier. De asemenea va fi stimulată la maximum capacitatea de creaţie a noilor cadre de ingineri pe linia organizării ştiinţifice a producţiei, prin aceasta căutînd să se raţionalizeze în primul rînd activitatea practică a inginerului în cadrul întreprinderilor. Este necesar ca inginerul să fie preocupat în mod permanent de problemele de raţionalizare şi de organizare ştiinţifică a producţiei şi de urmărire comparativă a diferitelor metode, procedee şi utilaje. Tot în interesul producţiei este necesar ca activitatea inginerului să nu se suprapună activităţii maistrului care este principalul organ în producţie.

Institutul de proiectări trebuie să-şi ridice autoritatea, el constituind una din principalele căi de introducere a tehnicii noi în industrie. Proiectarea nu trebuie să rămînă anchilozată în tipare şi scheme tip, ci în funcţie de analizarea posibilităţilor concrete ale exploatărilor a materialului documentar, precum şi prin activitatea creatoare a celor chemaţi să proiecteze, să se aleagă întotdeauna cele mai juste soluţii pentru etapa respectivă. Pe aceeaşi linie este necesară mărirea responsabilităţii organelor de proiectare a căror activitate nu trebuie să se considere ca încheiată în momentul predării proiectului, moment care în mod just leagă perioada de proiectare de cea de realizare şi în care proiectantul în afara verificării propriilor sale soluţii, poate aduce un important aport.

In ce priveşte Institutul de cercetări, este necesară schimbarea orientării acestui institut care în decursul primului cincinal a fost axat în principal pe problemele de chimizare a cărbunelui în detrimentul problemelor de minerit propriu zis. Prin punerea accentului în principal pe problemele miniere şi prin tratarea în cadrul institutului a unor probleme mari şi complexe şi nu a nenumărate probleme minore şi dispersate, va fi posibilă concentrarea efortului ştiinţific şi deci obţinerea de rezultate cît mai juste. In acest sens se cer rezolvate două sarcini şi anume: dotarea la un înalt nivel a institutului şi încadrarea activităţii sale în cadrul activităţii altor institute de cercetări din alte ţări. Dotarea tehnică a institutului este necesară cu atît mai mult, cu cît acest institut este primul de acest fel de la noi din ţară. In ce priveşte necesitatea încadrării institutului în activitatea mondială a cercetărilor miniere, aceasta este necesar deoarece izolarea întotdeauna a favorizat rutina în timp ce contactul a stimulat emulaţia şi progresul.

Aceeaşi linie este necesară şi pentru activitatea generală a industriei noastre miniere deoarece întotdeauna a fost nevoie de a se merge împreună, de a schimba idei şi de a se comunica rezultatele unor studii şi observaţii. In acest sens trebuie strînse şi mai mult relaţiile cu alte ţări şi în special cu cele din lagărul democratic.

Industria minieră are sarcina ca pe baza unor date geologice din ce în ce mai precise să pună în exploatare, în intervalul cel mai scurt de timp, vaste resurse minerale. In vederea realizării acestui scop au apărut în mineritul modern principii noi, ce au pus probleme pentru a căror rezolvare au fost necesare metode noi.

Tot acest nou pătrunde uneori cu mare greutate, dar întotdeauna cu fermitate prin pătura de rutină şi tradiţionalism atît de caracteristică mineritului. In prezent prin îmbinarea corectă şi raţională a experienţei practice cu noile realizări tehnico-organizatorice, mineritul a cîştigat o poziţie mai fundamentată, din punct de vedere ştiinţific şi cu importante urmări practice în sînul celorlalte ramuri industriale.

Analizînd necesitatea modernizării industriei miniere din R.P.R., Secţia Mine din cadrul Consiliului Central A.S.I.T. a prevăzut o consfătuire pe ţară cu subiectul „Tehnica nouă în minerit". Prin referatele ce vor fi prezentate la această consfătuire şi care într-o formă mai amplă vor fi date publicităţii în „Revista Minelor" spre o dezbatere mai largă, precum şi prin discuţiile ce se vor purta pe marginea acestor referate, va fi posibilă stabilirea unei cît mai juste orientări a industriei miniere din ţara noastră, în vederea rezolvării cît mai grabnice a rămînerii în urmă şi în special în vederea măririi productivităţii muncii şi a eficienţei economice a diferitelor procese pe linia directivelor celui de-al doilea congres al P.M.R.

REDACŢIA

Cercetări referitoare la influenţa soluţiilor saturate de clorură de sodiu asupra rezistenţei la eforturi mecanice a sării geme de la salina Ocna Mureşului

Prof. dr. ing. habil. **M. Stamatiu**
Institutul de Mine Bucureşti

Studiul de faţă reprezintă într-o formă mai dezvoltată comunicarea cu acelaşi titlu prezentată de autor în şedinţa din 31 ianuarie 1956, a Secţiei de Geologie şi Geografie a Academiei R.P.R. şi care a fost publicată în Buletinul nr. 2/1956 al acestei secţii. în rezumat.

Considerînd că datele din tabelele suprimate pot interesa pe specialişti în aceste probleme din practică şi din cadrul institutelor de cercetări şi proiectări, redacţia a solicitat autorului să permită publicarea studiului în forma sa iniţială, în „Revista Minelor" A.S.I.T.

Menţionăm că publicarea acestui studiu în „Revista Minelor" A.S.I.T. va interesa în mod deosebit pe participanţii la consfătuirea organizată de A.S.I.T. şi Ministerul Industriei Chimice ce se va ţine la salina Slănic în cursul lunii septembrie a. c. şi în care se vor dezbate probleme privind exploatarea raţională a zăcămintelor de sare gemă din R.P.R. prin aplicarea tehnicii noi.

REDACŢIA

I. Introducere

Minele vechi şi părăsite de la salina *Ocna Mureşului* („23 August", „6 Martie", „Ferdinand", „Francisc" şi „Iosif") sînt ameninţate cu inundarea de către infiltraţiile de apă din rîul Mureş şi din zona Dealului Banţa. Aceste ape pătrunzînd în interiorul minelor sus menţionate, dizolvă — pînă cînd ajung la saturaţie — sarea din pereţii şi tavanul camerelor, din stîlpii de susţinere şi din planşeele dintre camere, micşorîndu-le rezistenţa.

Pentru protecţia terenurilor de deasupra minelor şi a celor care înconjoară masivul de sare împotriva surpărilor şi alunecărilor care se pot produce în urma prăbuşirii stîlpilor de susţinere şi a planşeelor dintre camere şi de deasupra lor, s-a hotărît de către Ministerul Industriei Chimice ca să se procedeze la rambleerea cu saramură saturată (soluţie saturată de clorură de sodiu) a tuturor acestor mine.

Rambleerea urmează a se efectua — conform avizului Consiliului Tehnic al Comitetului Geologic — într-un interval de timp cît mai scurt şi pînă la un nivel care să acopere, pe cît posibil, partea superioară a masivului de sare.

Asemenea măsuri de protecţie se cunosc a fi fost preconizate şi aplicate cu bune rezultate practice la multe mine părăsite de sare gemă şi săruri de potasiu din Germania [1] *).

In literatura de specialitate nu s-a putut găsi însă informaţii sau date referitoare la influenţa soluţiilor saturate de clorură de sodiu asupra rezistenţei sării geme din stîlpii de susţinere şi cei despărţitori de mine, din planşeele dintre camere, respectiv din pereţii şi tavanele camerelor de exploatare, la eforturile mecanice la care acestea sînt supuse.

Pentru clarificarea acestei probleme ne-am propus şi am efectuat încercări de laborator cu două serii de epruvete în formă de cuburi, prisme şi pişcoturi (opturi), confecţionate din sare de diferite calităţi (albă, vărgată şi vînătă) de la salina *Ocna Mureşului*. Unele din aceste epruvete au fost încercate în stare uscată (ţinute în aerul cu umiditatea respectivă din laborator), iar altele după ce au stat într-o soluţie saturată de clorură de sodiu timp de 7 zile. S-a considerat că această durată este suficientă pentru manifestarea influenţei soluţiilor saturate de clorură de sodiu asupra epruvetelor respective deoarece acestea aveau dimensiuni relativ reduse. Menţionăm de asemenea că s-au ales pentru aceste încercări soluţii saturate întru cît acestea corespund situaţiei reale din minele ce vor fi rambleeate cu saramură.

Incercările au fost efectuate în laboratorul geotehnic al Intreprinderii de Prospecţiuni şi Laboratoare a Comitetului Geologic, de către autorul acestui studiu ajutat de tov. Maxim Gr. şi tov. Neagu Lucia din cadrul acestui laborator.

Epruvetele au fost confecţionate de către salina *Ocna Mureşului*, conform indicaţiilor date de autor, din sare gemă extrasă din mina *„Gheorghe Gheorghiu-Dej"*. In cursul operaţiilor de extragere a probelor de sare din zăcămînt, cît şi al prelucrării acestora în epruvete, s-a avut grijă să se evite fisurarea sării, pentru ca rezultatele încercărilor să nu fie influenţate. De asemenea epruvetele au fost examinate înainte de încercare spre a nu avea fisuri vizibile.

---

*) Cifrele din paranteză reprezintă literatura de specialitate consultată şi indicată în bibliografia de la sfîrşitul studiului.

Rezistența de rupere la *compresiune* a cuburilor cu muchiile de 5 cm *Tabela 1*

Notația epruvetei	Secțiunea medie, cm^2	Greutatea epruvetelor		Saramura absorbită		Determinarea greutății volumetrice				Rezistența de rupere la compresiune				Observație
						Prin măsurare		Cu balanța Mohr-Westphal		Stare uscată		Stare umedă		
		Uscate, g	Umede, g	g	%	Volum, cm^3	Greut. volum., γ a	Volum, cm^3	Greut. volum., γ a	Sarcină kg	Rezist. *Rc* kg/cm^2	Sarcină, kg	Rezist. *Rc* kg/cm^2	
a. Sare albă														
Încercări cu epruvete în stare uscată														
a	26,57	287,8	—	—	—	134,975	2,132	—	—	7200	271	—	—	Media: 275*) respectiv 287**) kg/cm^2
b	26,11	280,6	—	—	—	132,899	2,111	—	—	5200	199	—	=	
c	26,05	284,8	—	—	—	132,855	2,143	—	—	7600	292	—	—	
d	26,62	289,8	—	—	—	135,762	2,134	—	—	6600	248	—	—	
e	25,55	276,8	—	—	—	130,050	2,128	—	—	6400	250	—	—	
k	25,81	280,5	—	—	—	131,580	2,131	—	—	9000	349	—	—	
l	26,26	285,1	—	—	—	133,400	2,144	—	—	8200	313	=	—	
m	26,21	281,6	—	—	—	132,884	2,119	—	—	7400	282	—	—	
	0													
Încercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
f	25,56	278,3	279,264	0,964	0,34	130,815	2,127	129,515	2,149	—	—	9600	376	Media : 340 kg/cm^2
g	26,05	283,1	285,264	2,164	0,75	133,427	2,122	132,572	2,138	—	—	7400	285	
h	24,55	264,0	266,464	2,464	0,93	124,468	2,121	124,281	2,124	—	—	7200	294	
i	25,5	278,1	279,864	1,764	0,65	127,750	2,129	127,411	2,136	—	—	7500	294	
j	26,11	283,0	285,264	2,264	0,80	132,899	2,129	132,826	2,131	—	—	9000	345	
n	26,42	289,3	292,5	3,2	1,11	135,798	2,130	—	—	—	—	10100	383	
o	25,55	281,6	287,0	5,4	1,92	132,349	2,127	—	—	—	—	9600	376	
p	25,60	276,7	279,7	3,0	1,08	130,304	2,123	—	—	—	275*	9400	367	
Media încercărilor				1,924	0,69	—	2,128	—	2,136	—	(287)**	—	340	
Observație: *) Media încercărilor incl. rezistența epruvetei b (199kg/cm^2)**); Idem, în cazul cînd nu se ia în considerație rezistența acestei epruvete.														
b. Sare vărgată														
Încercări cu epruvete în stare uscată														
f	25,45	270,8	—	—	—	128,268	2,111	—	—	7400	291	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat $\perp$ pe stratificație. Media : 282 kg/cm^2
g	25,65	276,5	—	—	—	128,255	2,156	—	—	8800	344	—	—	
h	25,45	264,2	—	—	—	127,250	2,076	—	—	6400	251	—	—	
i	25,35	274,0	—	—	—	129,538	2,115	—	—	5800	229	—	—	
j	25,60	273,5	—	—	—	129,536	2,111	—	—	7500	293	—	—	
Încercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
A	25,15	220,8	273,264	2,464	0,91	128,013	2,115	128, 00	2,116	—	—	7400	294	Forța mașinii de încercat a acționat $\perp$ pe stratificație. Media : 316 kg/cm^2
B	25,00	276,0	272,764	2,764	1,02	127,000	2,126	126,500	2,134	—	—	7400	296	
C	25,75	270,0	277,964	1,964	0,71	125,522	2,151	129,189	2,136	—	—	8200	318	
D	25,55	275,0	277,164	2,164	0,69	128,516	2,139	128,849	2,134	—	—	9000	353	
E	25,15	268,3	269,764	1,464	0,55	125,750	2,133	125,211	2,145	—	—	8000	319	
a	25,75	272,8	275,701	2,964	1,09	129,265	2,110	128,765	2,119	—	—	6200	241	Forța mașinii de încercat a acționat || pe stratificație. Media : 262 kg/cm^2.
b	25,70	276,7	279,864	3,164	1,15	130,813	2,115	13 ,800	2,115	—	—	6600	257	
c	25,60	270,0	273, 64	3,064	1,13	128,512	2,101	127,495	2,118	—	—	7600	297	
d	25,55	270,5	273,564	3,064	1,13	130,049	2,080	128,005	2,109	—	—	6600	258	
e	25,45	270,6	273,764	3,164	1,17	128,013	2.114	127,834	2,117	—	—	6600	259	
Media încercărilor				2,624	0,97	—	2,115	—	2,124	—	282	—	239*	
*) Media celor două serii de încercări.														
c. Sare vînătă														
Încercări cu epruvete în stare uscată														
a	24,65	261,5	—	—	—	122,510	2,134	—	—	7550	306	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat $\perp$ pe stratificație Media; 304 kg/cm^2.
b	25,60	277,1	—	—	—	130,560	2,122	—	—	6300	246	—	—	
c	24,65	269,0	—	—	—	124,728	2,156	—	—	7200	292	—	—	
d	25,35	272,3	—	—	—	128,017	2,127	—	—	7 00	276	—	—	
e	25,25	270,7	—	—	—	126,496	2,139	—	—	7800	308	—	—	
k	24,85	265,5	—	—	—	124,051	2,137	—	—	8400	338	—	—	
l	24,70	265,9	—	—	—	123,500	2,153	—	—	8450	340	—	—	
m	24,95	267,8	—	—	—	124,999	2,142	—	—	8200	328	—	—	
Încercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
f	25,35	272,2	275,864	3,664	1,34	127,510	2,135	128,426	2,112	—	—	7800	308	Forța mașinii de încera acționat $\perp$ pe stratificație. Media : 351 kg/cm^2.
g	24.99	270,0	272,764	2,764	1,02	125,199	2,156	125,888	2,145	—	—	8800	352	
h	25,20	270,2	273,564	3,364	1,24	126,252	2,140	126,226	2,141	—	—	9400	373	
i	25,50	223,8	276,864	3,064	1,12	128,265	2,134	127,749	2,143	—	—	9400	369	
j	25,65	273,5	277,764	4,264	1,56	128,250	2,132	128,342	2,131	—	—	8600	335	
n	25,20	267,3	269,8	2,5	—	125,496	2,130	—	—	—	—	10000	398	
o	25,80	278,1	282,4	4,3	—	131,858	2,110	—	—	—	—	040	325	
Media încercărilor				3,424	1,26	—	2,136	—	2,134	—	304	0	351	

Rezistența de rupere la *compresiune* a cuburilor cu muchiile de 10 cm

Tabela 2

Notația epruvetei	Secțiunea medie, cm²	Greutatea epruvetelor		Saramura absorbită		Determinarea greutății volumetrice				Rezistența de rupere la compresiune				Observații
						Prin măsurare		Cu balanța Mohr-Westphal		Stare uscată		Stare umedă		
		Uscate, kg	Umede, kg	g	%	Volum, cm³	Greut. volum., γ *a*	Volum, cm³	Greut. volum., γ *a*	Sarcina, kg	Rezist. *Rc* kg/cm²	Sarcina, kg	Rezist. *Rc* kg/cm²	
a. **Sare albă** — Incercări cu epruvete în stare uscată														
a	100,60	2,130	—	—	—	994,934	2,141	—	—	38 100	379	—	—	
b	101,50	2,168	—	—	—	1 018,045	2,129	—	—	37 800	372	—	—	
c	100,10	2,145	—	—	—	1 010,009	2,123	—	—	32 400	324	—	—	
d	100,40	2,172	—	—	—	1 021,068	2,127	—	—	35 000	348	—	—	Media : 352 kg/cm²
e	100,20	2,142	—	—	—	1 006,008	2,129	—	—	37 600	375	—	—	
k	100,90	2,158	—	—	—	1 007,991	2,141	—	—	32 000	317	—	—	
Incercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
f	102,72	2,205	2,213	8	0,36	1 038,363	2,133	—	—	—	—	33 900	331	
g	101,10	2,162	2,171	9	0,42	1 012,011	2,136	—	—	—	—	33 400	330	
h	101,20	2,170	2,180	10	0,46	1 017,060	2,133	—	—	—	—	34 900	335	
i	100,39	2,138	2,142	4	0,19	1 009,888	2,136	—	—	—	—	35 500	354	Media : 334 kg/cm²
j	93,70	2,130	2,135	5	0,23	999,991	2,130	—	—	—	—	31 900	320	
Media încercărilor				7,2	0,33	—	2,133	—	—	—	352	—	334	
b. **Sare vărgată** — Incercări cu epruvete în stare uscată														
a	102,41	2,223	—	—	—	1 039,460	2,138	—	—	29 000	283	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație.
b	101,10	2,180	—	—	—	1 023,132	2,131	—	—	30 700	303	—	—	
c	101,10	2,200	—	—	—	1 021,110	2,154	—	—	31 300	309	—	—	
d	101,91	2,198	—	—	—	1 036,323	2,121	—	—	29 300	288	—	—	Media : 296 kg/cm²
Incercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
e	100,99	2,185	2,195	10	0,46	1 012,929	2,157	—	—	—	—	31 800	319	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație.
f	101,30	2,168	2,172	4	0,18	1 023,130	2,119	—	—	—	—	31 600	311	
g	100,80	2,178	2,185	7	0,32	1 025,136	2,125	—	—	—	—	31 800	315	
h	101,49	2,170	2,178	8	0,37	1 023,019	2,121	—	—	—	—	31 200	327	Media : 317 kg/cm²
i	101,50	2,182	2,190	8	0,36	1 021,090	2,137	—	—	—	—	32 000	315	
j	102,82	2,210	2,215	5	0,22	1 036,425	2,132	—	—	—	—	26 000	253	Forța mașinii de încercat a acționat ∥ cu stratificația.
k	101,50	2,188	2,197	9	0,41	1 025,204	2,134	—	—	—	—	31 200	307	
l	102,21	2,205	2,210	7	0,32	1 038,348	2,133	—	—	—	—	28 600	280	
Media încercărilor				7,25	0,33	—	2,133	—	—	—	⊥ 296	—	⊥ 317 ∥ 289	Media : 289 kg/cm²
c. **Sare vînătă** — Incercări cu epruvete în stare uscată														
b	101,00	2,175	—	—	—	1 015,056	2,142	—	—	38 400	380	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație.
c	102,21	2,192	—	—	—	1 023,132	2,142	—	—	37 600	368	—	—	
d	101,10	2,168	—	—	—	1 013,022	2,139	—	—	37 100	367	—	—	Media : 357 kg/cm²
e	101,30	2,198	—	—	—	1 024,149	2,146	—	—	36 000	355	—	—	Idem ∥ pe stratificație.
k	101,40	2,162	—	—	—	1 005,888	2,149	—	—	36 000	355	—	—	
a	99,6	2,150	—	—	—	1 003,968	2,141	—	—	31 400	315	—	—	Media : 315 kg/cm²
Incercări cu epruvete în stare umedă														
f	101,40	2,152	2,159	7	0,32	1 000,818	2,150	—	—	—	—	34 600	341	
g	102,00	2,175	2,180	5	0,23	1 012,860	2,147	—	—	—	—	32 800	321	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație.
h	103,20	2,215	2,222	7	0,31	1 033,290	2,143	—	—	—	—	36 700	355	
i	102,00	2,180	2,188	8	0,37	1 014,900	2,148	—	—	—	—	36 000	353	
j	102,31	2,200	2,205	5	0,23	1 024,123	2,148	—	—	—	—	38 200	373	Media : 349 kg/cm²
Media încercărilor				6,4	0,29	—	2,145	—	—	—	357	—	349	

Rezistența de rupere la *compresiune* a cuburilor cu muchiile de 15 cm

Tabela 3

Notația epruvetei	Secțiunea medie, cm^2	Greutatea epruvetei		Apa absorbită		Determinarea greutății volumetrice				Rezistența de rupere la compresiune				Observații
		Uscată, kg	Umede, kg	g	%	Prin măsurare		Cu balanța Mohr-Westphal		Stare uscată		Stare umedă		
						Volum, cm^3	Greut. volum., γ *a*	Volum, cm^3	Greut. volum., γ *a*	Sarcină, kg	Reztst. *Rc* kg/cm	Sarcină, kg.	Rezist. *Rc* kg/cm^2	
a. **Sare albă** — Incercări cu epruvete în stare uscată														
a	228,16	7,451	—	—	—	3 479,440	2,141	—	—	81 500	357	—	—	Media : 333 kg/cm^2
b	224,70	7,260	—	—	—	3 381,735	2,147	—	—	69 000	307	—	—	
c	224,85	7,320	—	—	—	3 388,489	2,160	—	—	75 000	334	—	—	
d	229,22	7,420	—	—	—	3 463,512	2,143	—	—	76 500	334	—	—	
e	227,55	7,341	—	—	—	3 429,178	2,141	—	—	70 500	310	—	—	
g	227,86	7,325	—	—	—	3 438,407	2,131	—	—	80 800	336	—	—	
Incercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
m	231,5	7,405	7,425	20	0,27	3 451,66	2,145	—	—	—	—	92,400	400	Media : 409 kg/cm^2
n	231,5	7,510	7,532	22	0,30	3 495,65	2,148	—	—	—	—	95,800	415	
o	229,4	7,460	7,485	25	0,33	3 463,49	2,151	—	—	—	—	95,000	415	
p	231,3	7,540	7,555	15	0,20	3 501,88	2,153	—	—	—	—	94,000	407	
Media încercărilor				—	—	—	2,146	—	—	—	333	—	409	
b. **Sare vărgată** — Incercări cu epruvete în stare uscată														
a	227,41	7,310	—	—	—	3 408,815	2,144	—	—	73 200	322	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație. Media : 332 kg/cm^2
b	224,40	7,193	—	—	—	3 361,512	2,140	—	—	75 000	334	—	—	
c	225,30	7,258	—	—	—	3 388,412	2,142	—	—	77 000	341	—	—	
A	229,07	7,418	—	—	—	3 463,538	2,142	—	—	65 500	286	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat ∥ pe stratificație. Media : 282 kg/cm^2
B	227,87	7,360	—	—	—	3 427,164	2,147	—	—	67 000	294	—	—	
C	229,82	7,344	—	—	—	3 445,001	2,132	—	—	61 000	265	—	—	
Incercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
d	227,35	7,320	7,340	20	0,27	3 415,570	2,131	—	—	—	—	75 700	333	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație. Media : 326 kg/cm^2
e	226,95	7,410	7,428	18	0.24	3 445,109	2,151	—	—	—	—	78 600	347	
f	226,48	7,350	7,362	12	0,16	3 406,259	2,158	—	—	—	—	76 000	298	
D	227,25	7,408	7,422	14	0,19	3 449,655	2,147	—	—	—	—	71 800	316	Forța mașinii de încercat a acționat ∥ pe stratificație.
E	229,07	7,400	7,420	20	0,27	3 440,631	2,151	—	—	—	—	70 000	306	
F	226,20	7,330	7,349	19	0,26	3 408,834	2,150	—	—	—	—	71 000	314	
Media încercărilor				17,16	0,23	—	2,145	—	—	—	⊥ 332 ∥ 282	—	⊥ 326 ∥ 312	Media ; 312 kg/cm^2
c. **Sare vînătă** — Incercări cu epruvete în stare uscată														
a	228,46	7,375	—	—	—	3 440,607	2,143	—	—	80 000	350	—	—	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație. Media : 344 kg/cm^2
b	229,25	7,340	—	—	—	3 408,750	2,153	—	—	78 500	346	—	—	
c	224,85	7,250	—	—	—	3 370,501	2,151	—	—	77 000	342	—	—	
d	224,10	7,260	—	—	—	3 361,500	2,160	—	—	72 500	324	—	—	
e	223,32	7,230	—	—	—	3 356,499	2,154	—	—	79 500	356	—	—	
Incercări cu epruvete care au stat în saramură (umede)														
f	228,92	7,392	7,460	68	0,92	3 440,667	2,148	—	—	—	—	82 000	358	Forța mașinii de încercat a acționat ⊥ pe stratificație. Media : 358 kg/cm^2
g	224,25	7,200	7,253	53	0,74	3 348,052	2,150	—	—	—	—	78 600	350	
h	223,80	7,218	7,285	67	0,93	3 352,524	2,153	—	—	—	—	80 700	360	
i	222,75	7,160	7,218	58	0,81	3 332,340	2,149	—	—	—	—	80 600	362	
j	225,15	7,260	7,322	62	0,86	3 379,501	2,148	—	—	—	—	83 400	370	
k	225,75	7,312	7,370	58	—	3 393,022	2,155	—	—	—	—	78 000	346	
Media încercărilor				—	—	—	2,151	—	—	—	344	—	358	

In cele ce urmează se va expune modul cum au fost efectuate aceste încercări şi se vor prezenta rezultatele obţinute împreună cu concluziile respective.

2. Incercări de rupere la eforturi de compresiune

Epruvetele pentru aceste încercări au avut forma de cuburi cu lungimea muchiilor de 5, 10 şi 15 cm, fiind confecţionate din cele trei calităţi de sare menţionate mai sus.

Incercările s-au efectuat cu o presă hidraulică de 300 t fabricaţie Losenhausen-Werk *) (R.F. Germană) prevăzută cu un dispozitiv special care permite să se lucreze cu sarcini pînă la 50 t, 150 t, şi 300 t. Incărcarea epruvetelor se realizează cu ajutorul unui electromotor la viteze constante de 5...30 mm/min. In cazul încercărilor efectuate, viteza de încărcare a epruvetelor a fost de 5 mm/min.

Rezistenţa de rupere la compresiune a fost calculată cu formula:

$$R_c = \frac{P}{S} \text{ kg/cm}^2,$$

unde:

P = forţa de acţionare a maşinii de încercat în momentul ruperii cubului, kg;

S = Secţiunea cubului asupra căreia a acţionat forţa P, cm².

In total au fost efectuate 113 încercări la compresiune ale căror rezultate sînt centralizate în tabelele **), 2 şi 3. De asemenea în tab. 4 se dau sub formă centralizată toate rezultatele obţinute prin încercările de rupere la compresiune.

Tabela 4

Rezultatele centralizate ale încercărilor de rupere la *compresiune*

Dimensiunile muchilor cuburilor, cm	Calitatea sări							
	Albă		Vărgată				Vînătă	
	Cuburi în stare uscată, kg/cm²	Cuburi în stare umedă, kg/cm²	Cuburi în stare uscată, ⊥ kg/cm²	Cuburi în stare uscată, ‖ kg/cm²	Cuburi în stare umedă, ⊥ kg/cm²	Cuburi în stare umedă, ‖ kg/cm²	Cuburi în stare uscată, kg/cm²	Cuburi în stare umedă, kg/cm²
5	275 *266*⁺ 270⁺⁺	340	282 *275*⁺ 278⁺⁺	—	316	262	304 *317*⁺ 310⁺⁺	351
10	352 *298*⁺ 325⁺⁺	334	296 *364*⁺ 330⁺⁺	255+	317	289	357 *350*⁺ 353⁺⁺	349
15	333 *347*⁺ 340⁺⁺	409	332 *367*⁺ 349⁺⁺	282	326	312	344 *375*⁺ 359⁺⁺	358

Observaţie: In tabela de mai sus s-a notat cu:

⊥ — cuburile la care forţa maşinii de încercat a acţionat perpendicular pe stratificaţie;

‖ — idem, paralel cu stratificaţia:

+ — rezultate ale unor încercări anterioare efectuate de autor şi publicate în lucrarea [2], tab. 12, pag. 49, şi tab. 14. pag. 50.

++ — media ambelor încercări efectuate de autor.

Din datele cuprinse în tab. 4 rezultă următoarele constatări:

— Rezistenţa la rupere la compresiune a cuburilor încercate în stare uscată şi umedă creşte cu creşterea dimensiunilor muchiilor, ori care ar fi calitatea sării. Aceasta confirmă rezultatele încercărilor anterioare ale autorului (2, pag. 52 şi 53; 3, pag. 449—459).

— Sarea vînătă are în general o rezistenţă de rupere la compresiune mai mare — în stare uscată şi umedă — decît sarea vărgată şi albă, iar sarea albă are rezistenţa de rupere la compresiune cea mai mică, diferenţa între valorile medii ale rezistenţelor de rupere la compresiune a celor două calităţi de sare (albă şi vînătă) fiind de cca 13%. Diferenţa de rezistenţă între sarea albă, vărgată şi vînătă se datoreşte diferenţei de structură şi textură petrografică între aceste calităţi de sare (4, pag. 313—316).

— Rezistenţa de rupere la compresiune a cuburilor care au stat în saramură saturată este puţin mai mare (4...16%) ca a cuburilor încercate în stare uscată, de aceleaşi dimensiuni şi calităţi de sare.

Diferenţe mai mari de rezistenţă de rupere la compresiune se observă la cuburile cu muchiile de 5 cm, ele descrescînd pe măsură ce cresc dimensiunile muchiilor cuburilor.

Această creştere de rezistenţă ne-o explicăm prin depunerea de cristale mici din soluţia saturată de clorură de sodiu în porii şi neregularităţile suprafeţelor cuburilor — ceea ce se constată prin creşterea în greutate (de cca 1%) a cuburilor care au stat în saramură, saturată, faţă de cuburile încercate în stare uscată. Această depunere s-a putut constata de altfel şi prin examinarea macroscopică cu ochiul liber şi cu o lupă, a feţelor acestor cuburi.

Din încercările la compresiune efectuate, rezultă ca o concluzie de ordin practic că stîlpii de susţinere dintre camerele de exploatare ale minelor de sare gemă, care din punct de vedere static sînt supuşi la eforturi de compresiune, îşi îmbunătăţesc într-o oarecare măsură rezistenţa de rupere la compresiune. In cazul însă cînd în aceşti stîlpi se află intercalaţiuni marnoase-argiloase, prezenţa acestora va reduce simţitor rezistenţa la compresiune şi stabilitatea stîlpilor de susţinere, deoarece masele marnoase-argiloase se înmoaie în saramura saturată. Rambleerea cu saramură saturată a minelor vechi constituie, în general, o măsură recomandabilă pentru protecţia şi conservarea stîlpilor de susţinere de la mine de sare gemă.

---

*) Firma constructoare şi datele caracteristice, ale presei: Losenhausenwerk, Düsseldorfmaschinenbau A.G., Düsseldorf — Grafenberg. Höchstbelastung: 300 t, Masch. nr. und Baujahr: 14018 — 1952.

**) *Observaţie:* Greutăţile volumetrice determinate prin măsurare sînt mai mici ca acelea reale din cauza imperfecţiunii de confecţionare a cuburilor.

3. Încercări de rupere la eforturi de încovoiere

Aceste încercări au fost efectuate cu epruvete în formă de prismă cu secţiunea transversală patrată (6 x 6 cm*) şi lungimea de 25 cm, confecţionate din sare: albă, vărgată şi vînătă.

Maşina cu care s-au efectuat încercările este o maşină universală pentru încercări de compresiune, întindere, încovoiere şi forfecare, fabricat *Tonindustrie***) (R. F. Germană) cu o forţă de încărcare de 4000 kg.

Epruvetele au fost încercate cu distanţa între reazeme de 20 cm şi 10 cm.

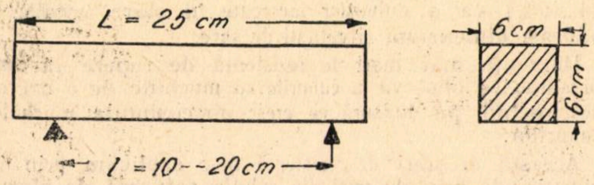


Fig. 1.

Rezistenţa de rupere la încovoiere a fost calculată cu formula:

$$R_i = \frac{3}{2} \cdot \frac{P \cdot l}{bh^2}, \text{ kg/cm}^2,$$

unde:

P = forţa de acţionare a maşinii de încercat în momentul ruperii prismei, kg.;
l = distanţa între reazemele maşinii de încercat, cm;
b = lăţimea secţiunii transversale a prismei, cm;
h = înălţimea secţiunii transversale a prismei, cm.

In total au fost efectuate 135 încercări la încovoiere. Rezultatele acestor încercări sînt date în tab. 5, 6 şi 7. De asemenea în tab. 8 se dau sub formă centralizată rezultatele obţinute prin aceste încercări.

Incercările de rupere la încovoiere arată că rezistenţa epruvetelor introduse în saramură scade cu cca 50% faţă de aceea a epruvetelor încercate în stare uscată.

Scăderea aceasta destul de importantă de rezistenţă o considerăm ca posibilă numai la epruvetele de dimensiuni relativ mici, cum sînt prismele ce au servit la încercările efectuate (secţiunea transversală a acestora a avut circa 36 cm²). La epruvetele de dimensiuni mai mari sau în cazul planşeelor dintre camerele de exploatare respectiv al planşeului de protecţie de deasupra minelor, care din punct de vedere static sînt supuse la eforturi de încovoiere, această scădere este — după părerea noastră — mult mai mică.

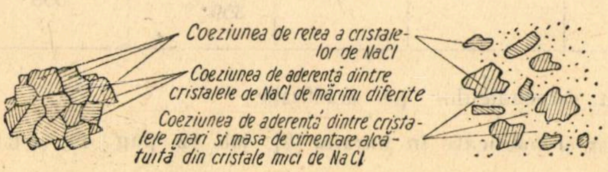

Coeziunea de reţea a cristalelor de NaCl
Coeziunea de aderenţă dintre cristalele de NaCl de mărimi diferite
Coeziunea de aderenţă dintre cristalele mari şi masa de cimentare alcătuită din cristale mici de NaCl

Fig. 2.

Explicaţia scăderii de rezistenţă la eforturile de încovoiere poate fi atribuită scăderii coeziunii de aderenţă dintre cristalele de sare (fig. 2) ca urmare a saramurii ce a pătruns prin porii şi golurile existente în masa de sare (5, pag. 209...218).

Adîncimea de pătrundere a saramurii saturate în interiorul masei de sare depinde de gradul de porozitate al sării, de forma, dimensiunile şi felul legăturilor dintre pori sau dintre goluri, cum şi de presiunea hidrostatică a saramurii asupra suprafeţelor epruvetelor respectiv asupra pereţilor şi tavanului camerelor, asupra stîlpilor de susţinere, asupra planşeelor dintre camere etc.

Cum porii şi golurile din masa de sare sînt plini cu aer, iar la unele zăcăminte — cu hidrocarburi gazoase (5, pag. 209...218), pătrunderea saramurii saturate în interiorul lor este foarte mult îngreunată şi limitată, deci, ca efect în adîncime.

Efectul de micşorare a rezistenţei de rupere la încovoiere trebuie considerat de aceea ca de mică adîncime, el afectînd numai părţile de epruvete sau din planşeele dintre camerele de exploatare, situate în apropierea suprafeţelor care vin în contact cu saramura saturată.

Din punct de vedere practic această constatare are importanţă la dimensionarea planşeelor dintre camerele de exploatare la minele care vor fi rambleeate cu saramură saturată, după epuizarea rezervelor din ele. Planşeele vor trebui calculate de aceea cu un coeficient de siguranţă mai mare ca pînă în prezent (n = 4..5, în loc de 2..3).

Dacă planşeele sînt străbătute de intercalaţii sterile marnoase-argiloase sau conţin incluziuni de această natură, înmuierea lor de către saramură va reduce mult rezistenţa la încovoiere a planşeelor. Cazurile acestea putîndu-se întîlni la unele din zăcămintele de sare din ţara noastră (de ex. chiar la salina Ocna Mureşului), trebuie să se ţină seama de ele la proiectarea construcţiilor de mine noi, unde, prin dimensionarea corectă a planşeelor se va putea crea o rezervă de rezistenţă suficientă a acestora. In acest mod, după părăsirea acestor mine, ele vor putea fi rambleeate cu saramură, fără teama de prăbuşire a planşeelor dintre camere.

4. Incercări de rupere la eforturi de întindere

Pentru încercările de rupere la întindere s-au confecţionat epruvete speciale în formă de 8 (pişcoturi), după normele în vigoare pentru încercările de mortare de ciment, avînd secţiunea mediană (asupra căreia a acţionat forţa maşinii de încercat) de 5 cm² (2,5 x 2*). Incercările s-au efectuat — o serie — la laboratorul de rezistenţa materialelor al Institutului Politehnic Bucureşti cu o maşină tip *Dr. N. Michaelis* — Berlin şi — o serie — la laboratorul geotehnic al Intreprinderii de Prospecţiuni a Comitetului Geologic cu o maşină tip *E. Adnet* — Paris. Ambele maşini de încercat au un raport de transmitere al forţei de întindere de 1 : 50.

Rezistenţa de rupere la întindere a fost calculată cu formula:

$$R_i = \frac{P}{S} \text{ kg/cm}^2,$$

unde:

P = forţa de acţionare a maşinii de încercat în momentul ruperii epruvetei, kg;
S = secţiunea mediană a epruvetei asupra căreia a acţionat forţa maşinii de încercat, cm².

Rezultatele acestor încercări în număr de 80 sînt date în tab. 9 şi 10. De asemenea în tab. 11 se prezintă sub formă centralizată rezultatele finale ale celor două serii de încercări.

Din încercările de rupere la întindere efectuate, rezultă că epruvetele care au fost introduse în saramură saturată au rezistenţe cu pînă la 50% mai mici decît epruvetele încercate în stare uscată.

Această scădere a rezistenţei la eforturile de întindere considerăm că afectează masa respectivă de sare a epruvetelor sau a tavanului camerelor de exploatare (care din punct de vedere static este supus la un ast-

---

*) Dimensiuni *teoretice* prescrise, însă nerealizate practic la confecţionarea epruvetelor.

**) Firma constructoare şi datele caracteristice ale maşinii, de încercat: Chemisches Laboratorium für Tonindustrie, prof. Dr. H. Seger & E. Cramer, Kom. Ges., Berlin Friedenau Höchstbelastung: 4 t; Masch. nr. 8790; Baujahr 1952.

*) Dimensiuni *teoretice* prescrise, nerealizate însă la confecţionarea epruvetelor.

Tabela 5

Rezistența de rupere la *încovoiere* a prismelor de *sare albă*

Notația epruvetelor	Dimensiuni				Greut. epruv.		Saram. absorb.		Distanța între reazeme: l = 10 cm						Distanță între reazeme: l = 20 cm					
									Epruvete în stare uscată			Epruvete în stare umedă			Epruvete în stare uscată			Epruvete în stare umedă		
	b,	h,	L,	bh²,	Uscate, g	Umede, g	g	%	Citiri manometru	Forța, kg	Rezist. Ri kg/cm	Citiri manometru	Forța, kg	Rezist. Ri kg/cm²	Citiri manometru	Forța, kg	Rezist. Ri kg/cm²	Citiri manometru	Forța, kg	Rezist. Ri kg/cm²
	6,22	6,19		238,350					51	203	13				—	—	—			
a	6,20	6,18	25,44	235,778	2 000	—	—	—	—	—	—15	—	—	—	22	88	11	—	—	—
	6,18	6,13		232,182					66	262	17				—	—	—			
	6,14	6,12		229,934					80	317	21				—	—	—			
b	6,19	6,10	25,32	230,329	1 992	—	—	—	—	—	—22	—	—	—	14	56	7	—	—	—
	6,17	6,09		228,845					88	349	23				—	—	—			
	6,18	6,14		232,924					125	492	32				—	—	—			
c	6,19	6,10	25,29	230,329	1 995	—	—	—	—	—	—28,5	—	—	—	30	120	16	—	—	—
	6,19	6,09		229,584					95	376	25				—	—	—			
	6,17	6,09		228,845					110	434	28				—	—	—			
d	6,19	6,09	25,06	229,587	1 960	—	—	—	—	—	—24,5	—	—	—	21	84	11	—	—	—
	6,15	6,08		227,304					80	317	21				—	—	—			
	6,10	6,20		234,484					50	199	13				—	—	—			
e	6,10	6,16	25,19	234,434	1 980	—	—	—	—	—	—15,3	—	—	—	17	68	9	—	—	—
	6,10	6,16		231,434					70	278	18				—	—	—			
	6,10	6,14		229,909								45	180	12				—	—	—
f	6,10	6,10	25,19	226,981	2 000	2 012	12	0,60	—	—	—	—	—	—12	—	—	—	14	56	7
	6,17	6,23		239,457								48	191	12				—	—	—
	6,23	6,18		237,923								30	120	8				—	—	—
g	6,20	6,18	25,09	236,792	1 975	1 988	13	0,66	—	—	—	—	—	—6,5	—	—	—	3	12	2
	6,19	6,18		236,396								20	80	5				—	—	—
	6,12	6,10		227,725								29	116	8				—	—	—
h	6,16	5,13	25,17	231,431	1 965	1 980	15	0,77	—	—	—	—	—	—5,5	—	—	—	2	8	1
	6,18	6,10		229,957								13	52	3				—	—	—
	6,17	6,17		234,830								27	108	7				—	—	—
i	6,17	6,20	25,13	237,174	2 000	2 012	12	0,60	—	—	—	—	—	—8,5	—	—	—	10	40	5
	6,20	6,26		242,916								40	160	10				—	—	—
	6,18	6,14		232,924								15	60	4				—	—	—
j	6,18	6,15	25,17	233,727	1 985	2 000	15	0,75	—	—	—	—	—	—6	—	—	—	1	4	1
	6,18	6,22		239,042								32	128	8				—	—	—
	5,99	6,03		217,796								40	160	11				—	—	—
k	6,18	6,20	25,05	237,559	1 927	1 940	13	0,67	—	—	—	—	—	—12,4	—	—	—	4	16	2
	6,20	6,25		242,172								56	223	13,8				—	—	—
	6,00	6,10		223,260								40	160	10,7				—	—	—
l	6,14	6,30	25,06	243,696	1 912	1 925	13	0,68	—	—	—	—	—	—14,6	—	—	—	20	80	10
	6,19	6,30		245,681								76	301	18,5				—	—	—
	6,08	6,09		225,507								50	199	13,2				—	—	—
m	6,20	6,20	25,05	238,328	1 928	1 940	12	0,62	—	—	—	—	—	—15,3	—	—	—	17	68	8,6
	6,23	6,23		241,786								71	282	17,5				—	—	—
	5,96	6,00		214,560								54	215	15				—	—	—
n	6,05	6,15	25,13	228,811	1 863	1 875	12	0,64	—	—	—	—	—	—15	—	—	—	15	60	8
	6,00	6,15		226,920								67	266	15				—	—	—
	6,15	6,07		222,882								53	211	14,2				—	—	—
o	6,15	6,14	25,13	234,130	1 898	1 910	12	0,63	—	—	—	—	—	—14,9	—	—	—	20	60	10,2
	6,16	6,16		233,710								61	243	15,6				—	—	—
Media încercărilor				—	—	—	12,9	0,66	—	—	21,1	—	—	11,3	—	—	10,8	—	—	5,4

Rezistenţa de rupere la *încovoiere* a prismelor de sare vărgată

Tabela 6

Notaţia epruvetelor	Dimensiuni				Greut. epruvetelor		Saramură abs.		Distanţa între reazeme : l = 10 cm						Distanţa între reazeme : l = 20 cm.					
									Epruv. în stare uscată			Epruv. în stare umedă			Epruv. în stare uscată			Epruv. în st. umedă		
	b, cm	h, cm	L, cm	bh^2, cm^3	Uscate g	Umede g	g	%	Citiri manometru	Forţa, kg	Rezist. Ri, kg/cm^2	Citiri manometru	Forţa, kg	Rezist. Ri, kg/cm^2	Citiri manometru	Forţa, kg	Rezist. Ri, kg/cm^2	Citiri manometru	Forţa, kg	Rezist. Ri, kg/cm^2
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
Forţa maşinii de încercat a acţionat perpendicular pe stratificaţie (⊥)																				
	6,05	6,05		221,430					84	333	23				—	—	—			
a	6,05	6,00	25,00	217,800	1900	—	—	—	—	—	—23	—	—	—	31	124	17	—	—	—
	6,05	6,00		217,800					85	337	23				—	—	—			
	6,09	6,10		226,608					138	542	36				—	—	—			
b	6,10	6,10	25,16	226,981	1982	—	—	—	—	—	—40,5	—	—	—	63	251	33	—	—	—
	6,14	6,10		228,469					175	686	45				—	—	—			
	6,04	6,00		217,440								182	519	36				40	160	—
c	6,00	5,99	25,37	215,280	1935	1942	7	0,36	—	—	—	—	—	—35,5	—	—	—	—	—	22
	6,05	5,94		213,464								127	500	35				—	—	—
	5,95	6,08		219,912								127	500	34				55	219	—
d	5,96	6,08	25,25	226,281	1929	1932	3	0,15	—	—	—	—	—	—34,5	—	—	—	—	—	29
	5,99	6,08		221,390								131	515	35						—
	6,10	6,10		226,981								48	191	13				—	—	—
e	6,10	6,12	25,25	228,445	1938	1972	4	0,20	—	—	—	—	—	—14,5	—	—	—	19	76	10
	6,09	6,10		226,608								59	235	16				—	—	—
Media încercărilor					—	—	4,6	0,24	—	—	32	—	—	23	—	—	25	—	—	20
Forţa maşinii de încercat a acţionat oblic pe stratificaţie (≺)																				
	6,10	6,00		219,600					54	215	15				—	—	—			
f	6,10	6,09	25,29	226,249	1975	—	—	—	—	—	—17,5	—	—	—	24	96	13	—	—	—
	6,10	6,10		226,981					76	302	20				—	—	—			
	6,06	6,10		225,492					93	368	25				—	—	—			
g	6,10	5,13	25,10	229,177	1950	—	—	—	—	—	—22,5	—	—	—	40	160	21	—	—	—
	6,08	6,12		227,696					77	305	20				—	—	—			
	6,14	6,10		228,469					87	345	23				—	—	—			
h	6,17	6,10	25,06	229,585	1970	—	—	—	—	—	—23	—	—	—	32	128	17	—	—	—
	6,16	6,07		226,934					87	345	23				—	—	—			
	6,10	6,05		223,260								53	211	14				—	—	—
i	6,13	6,09	25,16	227,361	1954	1962	8	0,41	—	—	—	—	—	—14,5	—	—	—	7	28	4
	6,10	6,09		226,249								56	223	15				—	—	—
	6,16	6,14		232,170								59	235	15				—	—	—
j	6,15	6,14	25,22	231,793	1993	2000	2	0,10	—	—	—	—	—	—16	—	—	—	12	48	5
	6,10	6,14		229,909								66	262	17				—	—	—
Media încercărilor					—	—	5	0,25	—	—	21	—	—	15	—	—	17	—	—	6
Forţa maşinii de încercat a acţionat paralel cu stratificaţia (‖)																				
	6,00	6,06		220,320					87	384	24				—	—	—			
A	6,00	6,06	25,95	220,320	1920	—	—	—	—	—	—26	—	—	—	31	124	17	—	—	—
	6,06	6,09		224,765					105	415	28				—	—	—			
	6,10	6,14		229,909					100	359	23				—	—	—			
	6,10	6,10	25,10	226,981	1980	—	—	—	—	—	—21	—	—	—	21	84	11	—	—	—
	6,10	6,06		223,992					72	286	19				—	—	—			
	6,13	6,09		227,361					79	313	20				—	—	—			
C	6,12	6,13	25,10	229,928	1982	—	—	—	—	—	—21,5	—	—	—	32	128	17	—	—	—
	6,14	6,13		230,678					88	349	23				—	—	—			
	6,20	6,23		240,622					108	426	27				—	—	—			
D	6,15	6,20	25,09	236,406	2015	—	—	—	—	—	—24,5	—	—	—	43	172	22	—	—	—
	6,14	6,19		235,284					93	368	22				—	—	—			
	6,04	6,14		227,647					68	270	18				—	—	—			
E	6,00	6,14	25,09	226,140	1930	—	—	—	—	—	—17,5	—	—	—	24	96	13	—	—	—
	5,95	6,10		226,399					61	243	17						—			
	6,15	6,06		225,828								70	278	18						
	6,12	6,09	24,90	221,990	1950	1952	2	0,10	—	—	—	—	—	—18				—	64	8
	6,10	6,12		228,445								71	282	18				—	—	—
	6,10	6,09		226,249								73	290	19	—	—	—	16	—	—
G	6,10	6,12	25,07	228,445	1972	1979	7	0,35	—	—	—	—	—	—17,5				—	68	8
	6,07	6,14		228,778								62	247	16				—	—	—
	6,08	6,09		225,507								65	258	17	—	—	—	15	—	—
H	6,06	6,09	25,09	224,765	1933	1940	7	0,35	—	—	—	—	—	—16,5				—	56	7
	6,00	6,07		221,040								61	243	16				—	—	—
	6,06	6,15		229,189								62	247	16	—	—	—	14	—	—
I	6,06	6,15	25,00	229,189	1952	1960	8	0,41	—	—	—	—	—	—16,5				—	56	7
	6,06	6,10		225,492								65	258	17				—	—	—
	5,96	5,99		213,644								55	219	15	—	—	—	18	—	—
	5,90	6,00	24,88	212,400	1865	1870	5	0,27	—	—	—	—	302	—18				—	72	10
J	5,90	6,04		215,232								76	—	21				—	—	—
Media încercărilor					—	—	5,8	0,30	—	—	22	—	—	17	—	—	16	—	—	8

Rezistența de rupere la *încovoiere* a prismelor de *sare vînătă*

Notația epruvetelor	Dimensiuni				Greutatea epruvetelor		Saramura absorbită		Distanța între reazeme: l=10 cm						Distanța între reazeme: l=20 m					
									Epruv. în stare uscată			Epruv. în stare umedă			Epruv. în st. uscată			Epr. în stare umedă		
	b, cm	*h*, cm	*L*, cm	*bh*², cm³	Uscate, g	Umede, g	g	%	Citiri manometru	Forța, Kg.	Rezist. *Ri*, kg/cm²	Citiri manometru	Forța, Kg	Rezist. *Ri*, kg/cm²	Citiri manometru	Forța, Kg.	Rezist. *Ri*, kg/cm²	Citiri manometru	Forța, kg	Rezist *Ri*, kg/cm²
a	6,08 6,06 6,03	6,15 6,14 6,14	25,10	229,945 228,401 227,270	1985	—	—	—	167 — 135	655 — 530	43 — 39 35	—	—	—	— 85 —	— 337 —	— 22 —	—	—	—
b	6,04 6,00 5,97	6,09 6,10 6,10	25,16	224,023 223,260 222,143	1962	—	—	—	141 — 140	553 — 550	37 — 37 37	—	—	—	— 66 —	— 202 —	— 18 —			
c	6,10 6,10 6,10	6,10 6,10 6,10	25,13	226,981 226,981 226,981	2000	—	—	—	166 — 180	651 — 706	43 — 45 47	—	—	—	— 69 —	— 274 —	— 18 —			
d	6,10 6,10 6,10	6,07 6,06 6,09	25,07	224,724 223,992 226,249	1968	—	—	—	161 — 155	631 — 608	42 — 41 40	—	—	—	— 58 —	— 231 —	— 16 —			
e	6,00 6,08 6,09	5,98 5,98 5,90	25,29	214,560 217,420 211,992	1936	—	—	—	153 — 153	600 — 600	42 —42 42	—	—	—	— 58 —	— 231 —	— 16 —			
f	6,09 6,10 6,05	5,99 6,00 6,04	25,19	218,868 219,600 220,704	1935	1947	12	0,62	—	—	—	67	266	18				— 10 —	— 30 —	— 5 —
g	6,00 6,00 6,00	6,09 6,10 6,17	25,20	222,540 223,260 228,360	1950	1965	15	0,77	—	—	—	— 67 56	— 266 223	— 18 18 15	—	—	—	— 16 —	— 64 —	— 9 —
h	6,15 6,14 6,14	5,80 5,87 5,90	25,04	206,886 211,523 213,773	1910	1922	12	0,63	—	—	—	— 88 56	— 349 223	— 19 23 16	—	—	—	— 21 —	— 84 —	— 9 —
i	6,10 6,09 6,07	6,09 6,09 6,07	25,15	226,249 225,878 223,618	1962	1977	13	0,66	—	—	—	— 70 67 — 73	— 278 266 — 290	— 17,5 19 18 — 18,5 19	—	—	—	— 17 —	— 68 —	— 9 —
j	6,09 6,10 6,10	6,19 6,18 6,13	25,20	233,307 232,959 229,177	2010	2023	13	0,65	—	—	—	130 — 123	511 — 484	33 — 32,5 32	—	—	—	— 39 —	— 156 —	— 20 —
Media încercărilor					—	—	13	0,66	—	—	41	—	—	21	—	—	18	—	—	10,4

Observație: Forța mașinii de încercat a acționat perpendicular pe (⊥) stratificație.

Tabela 8

Rezultatele centralizate ale încercărilor de rupere *la încovoiere*

Calitatea sării											
Albă				Vărgată				Vînătă			
Epruvete în stare uscată		Epruvete în stare umedă		Epruvete în stare uscată		Epruvete în stare umedă		Epruvete în stare uscată		Epruvete în stare umedă	
1=10	1=20	1=10	1=20	1=10	1=20	1=10	1=20	1=10	1=20	1=10	1=20
21,1 kg/cm²	10,8 kg/ cm²	11,3 kg/cm²	5,4 kg/cm²	‖ 22 kg/cm² ⊥ 32 kg " ⊥Y 21 kg "	‖ 16 kg/cm² ⊥ 25 kg " ⊥Y 17 kg "	| 17 kg/cm² ⊥ 28 " ⊥Y 15 "	‖ 8 kg/cm² ⊥ 20 " ⊥Y 5 "	⊥ 41 kg/cm²	⊥ 18 kg/cm²	⊥ 21 kg/cm²	⊥ 10,4 kg/cm

Observaţie. In tabela de mai sus s-a notat cu:

‖ — epruvetele la care forţa maşinii de încercat a acţionat paralel cu stratificaţia;

⊥ — idem, perpendicular pe stratificaţie:

Y — idem, oblic pe stratificaţie:

fel de efort), numai pe o adîncime mică de la suprafeţele care sînt în contact cu saramura saturată.

Explicaţia acestui fenomen o atribuim de asemenea scăderii *coeziunii de aderenţă* dintre cristalele de sare (mari şi mici) (fig. 2), la fel ca şi în cazul rezistenţei de rupere la eforturi de încovoiere.

Intercalaţiunile şi incluziunile marnoase-argiloase din interiorul sării micşorează mult rezistenţa de rupere la întindere, din cauza înmuierii lor de către saramură.

Din această cauză prezenţa unor asemenea intercalaţiuni în tavanele camerelor de la minele de sare este foarte periculoasă pentru siguranţa lor.

Rezultatele încercărilor sus arătate au o deosebită importanţă practică de oarece camerele de exploatare care au tavanele dimensionate cu un coeficient de siguranţă prea mic la eforturi de întindere, vor suferi prin rambleerea lor cu saramură saturată, avarii constînd din surparea parţială sau totală a tavanelor plane, cu tendinţa de formare a bolţii naturale de echilibru (tavan parabolic).

In cazul cînd planşeul de protecţie de deasupra etajului cel mai superior al unei mine de sare are o grosime prea mică, bolta naturală de echilibru poate ajunge pînă la suprafaţă (la zi), ceea ce va avea ca urmare producerea de surpări masive ale terenurilor care acoperă zăcămîntul de sare.

5. Incercări de rupere la eforturi de forfecare

Pentru determinarea rezistenţei de rupere la eforturi de forfecare s-au folosit epruvete în formă de prisme subţiri (bastonaşe) cu secţiunea transversală de 1,5 x 1,5 = 2,25 cm² şi lungimea de 20 cm, confecţionate din sare albă. Incercările au fost efectuate cu maşina de încercat universală fabricat *Tonindustrie,* amintită la punctul 3 de mai sus, prevăzută cu un dispozitiv special de forfecare a epruvetei după două secţiuni paralele, cu mărimea fiecare de cca 2,25 cm².

Rezistenţa de rupere la forfecare a fost calculată cu formula :

$$R_f = \frac{P}{2\,s} \text{ kg/cm}^2,$$

unde :

P = forţa de acţionare a maşinii de încercat în momentul ruperii epruvetei, kg ;

s = secţiunea epruvetei asupra căreia a acţionat forţa $P/2$, cm².

Au fost efectuate în total 36 încercări la forfecare ale căror rezultate sînt date în tab. 12.

Incercările de rupere la forfecare au arătat că epruvetele introduse în saramură saturată au în medie o rezistenţă mai mare cu cca 21% faţă de epruvetele încercate în stare uscată. Această creştere se explică pe deoparte, prin depunerea de cristale fine pe suprafeţele epruvetelor ce au stat în saramură, cristale vizibile cu ochiul liber, iar pe de alta faptului că efortului de forfecare se opune coeziunea de reţea şi cea de aderenţă (fig. 2) dintre cristalele de sare, la fel ca în cazul încercărilor de rupere la compresiune. Considerăm în acest caz că influenţa saramurii saturate asupra creşterii rezistenţei de rupere la forfecare este de mică adîncime, descrescînd — la fel ca la cuburile încercate la compresiune — pe măsura creşterii dimensiunilor epruvetelor.

Dintre părţile constructive ale unei mine de sare, planşeele dintre camere sînt elemente supuse la eforturi de forfecare.

Rezultatele încercărilor efectuate şi indicate în tab. 12 arată că prin rambleerea cu saramură saturată a minelor părăsite, planşeele acestora nu vor fi expuse la avarii datorită operaţiei de rambleere.

Prezenţa de intercalaţiuni sau de incluziuni marnoase-argiloase în corpul planşeelor, care ar veni în contact cu saramura saturată, micşorează însă mult prin înmuierea lor, rezistenţa la forfecare a planşeelor .

Rezistența de rupere la *întindere* (prima serie de încercări) *Tabela 9*

Notația epruvetei	Dimensiuni			Greut. epruvete.		saramura absorbită		Rezistența de rupere la întindere						Observații
								Stare uscată			Stare umedă			
	b cm	*h* cm	*bh* cm²	uscate g	Umede g	g	%	Greut. alicelor, kg	Forța, kg	R_t kg/cm²	Greut. alice, kg	Forța, kg	R_t kg/cm²	
a. Sare albă 3														
f	2,49	2,00	4,98	122,2	—	—	—	0,600	0,0	6,0	—	—	—	La *sarea albă* au predominat cristalele de dimensiuni mijlocii (2...5 mm) și mari (5...10 mm).
g	2,38	2,08	4,95	126,3	—	—	—	0,500	30,0	5,4	—	—	—	
h	2,34	2,08	4,87	124,0	—	—	—	0,450	22,5	4,7	—	—	—	
i	2,40	2,05	4,92	125,5	—	—	—	0,420	21,0	4,2	—	—	—	
j	2,59	2,07	5,36	122,3	—	—	—	0,500	25,0	4,6	—	—	—	
k	2,37	2,09	4,95	125,8	—	—	—	0,320	16,0	3,2	—	—	—	
t	2,43	2,07	5,03	125,3	—	—	—	0,550	27,5	5,5	—	—	—	
l	2,50	2,06	5,15	124,2	127,3	3,1	2,5	—	—	—	0,420	21,0	4,0	
m	2,47	2,04	5,04	124,3	127,0	2,7	2,18	—	—	—	0,320	16,0	3,2	
n	2,39	2,06	4,92	123,9	126,3	2,4	1,93	—	—	—	0,350	17,5	3,5	
o	2,44	2,04	4,98	124,5	126,8	2,3	1,85	—	—	—	0,390	19,5	3,9	
p	2,55	2,05	5,22	123,1	126,8	3,7	3,00	—	—	—	0,406	20,0	3,8	
q	2,44	2,05	5,00	124,6	127,4	2,8	2,26	—	—	—	0,390	19,5	3,9	
Media încercărilor								—	—	4,8	—	—	3,8	
b. **Sare vărgată**: forța mașinii de încercat a acționat paralel cu stratificația (‖)														
A	2,55	2,07	5,28	125,5	—	—	—	1,500	75,0	14,1	—	—	—	Au predominat fîșiile de sare închisă la culoare față de cele de sare albă; cristalele de sare din fîșiile închise la culoare au fost de dimensiuni mai mici (sub 2 mm), față de cele de sare albă (2...4 mm).
B	2,50	2,04	5,10	124,0	—	—	—	2,790	139,5	27,3	—	—	—	
C	2,53	2,03	5,13	120,9	—	—	—	2,690	134,5	26,1	—	—	—	
D	2,38	2,07	4,92	124,0	—	—	—	3,150	157,5	31,8	—	—	—	
E	2,45	2,10	5,14	125,9	—	—	—	2,870	143,5	27,9	—	—	—	
V	2,45	2,06	5,05	122,3	124,8	2,5	2,05	—	—	—	0,870	43,5	8,6	
W	2,37	2,06	4,88	123,7	126,4	2,7	2,18	—	—	—	1,310	65,5	13,4	
X	2,53	2,00	5,06	117,4	120,0	2,5	2,22	—	—	—	0,930	46,5	9,1	
Y	2,49	2,05	5,10	122,3	124,8	2,0	2,05	—	—	—	1,460	73,0	14,3	
Z	2,39	2,07	4,95	123,0	126,7	3,7	3,00	—	—	—	1,120	56,0	11,3	
Media încercărilor								—	—	25,4	—	—	11,6	
b'. **Sare vărgată**: forța mașinii de încercat a acționat perpendicular pe stratificație (⊥)														
f	2,37	2,05	4,86	124,6	—	—	—	0,680	34,0	7,0	—	—	—	In partea mediană a epruvetelor (pe secțiunea căreia a acționat forța mașinii de încercat) sarea a fost de culoare închisă cu cristale de dimensiuni mijlocii (cca 1...3 mm).
g	2,38	2,04	4,85	124,3	—	—	—	1,540	77,0	15,9	—	—	—	
h	2,48	2,05	5,08	117,3	—	—	—	0,450	22,5	4,4	—	—	—	
i	2,50	2,06	5,15	124,0	—	—	—	0,390	17,5	3,7	—	—	—	
j	2,47	2,06	5.08	124,9	—	—	—	S-a rupt în mașină înainte de încercare						
k	2,42	2,08	5,03	127,8	130,7	2,9	2,26	„	„	„	„	„	„	
l	2,51	2,10	5,37	126,3	128,7	2,4	1,87	—	—	—	0,350	17,5	3,1	
m	2,42	2,04	4,94	124,2	126,7	2,5	1,97	—	—	—	0,360	18,0	3,6	
n	2,54	2,05	5,21	119,2	117,8	3,6	2,92	—	—	—	0,330	16,5	3,1	
o	2,41	2,08	5,01	124,5	127,1	2,6	2,04	—	—	—	0,310	15,5	3,1	
Media încercărilor								—	—	7,7	—	—	3,3	
c. Sare vînătă														
a	2,52	2,03	5,11	125,5	—	—	—	2,130	106,5	20,6	—	—	—	A predominat *sarea închisă* la culoare; în partea mediană a epruvetelor, sarea a fost în general de culoare închisă
b	2,56	2,05	5,25	124,0	—	—	—	1,810	90,5	17,4				
c	2,57	2,07	5,32	125,1	—	—	—	1,840	92,0	17,3				
d	2,54	2,10	5,33	127,0	130,0	3,0	2,36	—	—	—	0,680	34,0	6,4	
e	2,41	2,05	4,94	114,0	126,4	2,4	1,93	—	—	—	0,680	34,0	6,9	
f	2,52	2,10	5,29	127,7	130,1	2,4	1,88	—	—	—	0,920	46,0	8,7	
Media încercărilor								—	—	18,4	—	—	7,3	

Tabela 10

Rezistenţa de rupere la *întindere* (a doua serie de încercări)

Notaţia epruvetei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor		Saramura absorbită		Rezistenţa de rupere la întindere						Observaţii
								Stare uscată			Stare umedă			
	b, cm	*h*, cm	*bh*, cm²	Uscate, g	Umede, g	g	%	Greut. alicelor, kg	Forţa, kg	R_t kg/cm²	Gr. alice. kg	Forţa, kg	R_t kg/cm²	
a. Sare albă														
a	2,49	2,00	4,98	120,8	—	—	—	0,827	41,35	8,30	—	—	—	Au predominat cristalele de dimensiuni mici (sub 2 mm) şi mijlocii (2..5 mm)
b	2,68	2,00	5,36	121,6	—	—	—	1,111	55,55	10,38	—	—	—	
c	2,62	2,00	5,24	119,3	—	—	—	0,427	21,35	4,12	—	—	—	
d	2,54	2,00	5,08	120,6	—	—	—	0,566	28,30	5,50	—	—	—	
e	2,65	1,99	5,27	118,3	—	—	—	1,061	53,05	10,00	—	—	—	
f	2,50	2,00	5,00	119,8	120,7	0,9	0,75	—	—	—	0,290	14,50	2,90	
h	2,49	2,00	4,98	120,0	120,9	0,9	0,75	—	—	—	0,242	12,10	2,45	
i	2,48	2,00	4,96	119,2	120,0	0,8	0,67	—	—	—	0,272	13,60	2,75	
j	2,56	1,98	5,07	119,3	120,0	0,7	0,58	—	—	—	0,276	13,80	2,70	
k	2,62	1,96	5,13	118,3	119,0	0,7	0,58	—	—	—	0,258	12,90	2,50	
Media încercărilor								—	—	7,7	—	—	2,7	
b. Sare vărgată : forţa maşinii de încercat a acţionat paralel cu stratificaţia (‖)														
a	2,46	2,00	4,92	119,3	—	—	—	0,650	32,50	6,60	—	—	—	Au predominat fişiile de *sare albă* cu cristale de dimensiuni mijlocii (2..5 mm).
k	2,40	2,09	5,01	120,8	—	—	—	0,955	47,75	9,55	—	—	—	
c	2,42	2,08	5,03	123,5	—	—	—	0,777	38,85	7,74	—	—	—	
d	2,39	2,00	4,78	118,7	—	—	—	0,727	36,35	7,60	—	—	—	
e	2,44	2,07	5,05	119,3	—	—	—	0,728	36,40	7,20	—	—	—	
f	2,38	2,00	4,76	119,6	120,1	0,5	0,4	—	—	—	0,881	44,05	9,20	
g	2,38	2,00	4,76	118,6	119,1	0,5	0,4	—	—	—	0,718	35,90	7,55	
h	2,49	2,10	4,88	122,7	123,3	0,6	0,4	—	—	—	0,570	28,50	5,80	
i	2,37	2,00	4,74	118,7	119,3	0,6	0,5	—	—	—	0,590	29,50	6,25	
j	2,36	2,07	4,88	120,5	121,0	0,5	0,4	—	—	—	0,616	30,80	6,30	
Media încercărilor								—	—	7,7	—	—	7,0	
b'. Sare vărgată : forţa maşinii de încercat a acţionat perpendicular pe stratificaţie (⊥)														
B	2,50	2,00	5,00	119,5	—	—	—	0,411	20,55	4,11	—	—	—	În partea mediană a epruvetelor (pe secţiunea căreia a acţionat forţa maşinii de încercat) sarea a fost în cea mai mare parte de culoare *albă* (cristale cu dimensiuni sub 10 mm) şi mai puţin de culoare *închisă* (cristale de dimensiuni sub 5 mm).
C	2,44	1,97	4,80	118,7	—	—	—	0,352	17,60	3,66	—	—	—	
E	2,46	2,00	4,92	121,3	—	—	—	0,455	22,75	4,50	—	—	—	
K	2,55	2,00	5,10	122,0	—	—	—	0,355	17,55	3,50	—	—	—	
L	2,48	2,00	4,96	121,5	—	—	—	0,504	25,20	5,08	—	—	—	
F	2,44	2,00	4,88	122,1	122,2	0,1	0,08	—	—	—	0,421	21,05	4,30	
G	2,46	2,03	4,99	121,6	121,9	0,3	0,25	—	—	—	0,431	21,55	4,33	
H	2,47	2,00	4,94	120,1	120,4	0,3	0,25	—	—	—	0,412	20,60	4,16	
I	2,49	2,00	4,98	118,3	118,5	0,2	0,30	—	—	—	0,629	31,45	6,30	
J	2,46	1,99	5,07	119,5	120,0	0,5	0,43	—	—	—	0,384	19,20	3,80	
Media încercărilo,								—	—	4,2	—	—	4,6	
c. Sare vînătă														
a	2,68	2,00	5,36	123,0	—	—	—	0,461	23,05	4,30	—	—	—	În partea mediană a epruvetelor, sarea a fost în cea mai mare parte de culoare *albă* cu cristale de dimensiuni mijlocii (2-5 mm) şi mari (5..10 mm). Restul epruvetelor (părţile extreme) erau de culoare *vînătă*, cu cristale mărunte (sub 2 mm).
d	2,57	1,99	5,11	120,1	—	—	—	0,414	20,70	4,05	—	—	—	
h	2,60	2,60	5,20	124,0	—	—	—	0,437	21,85	4,20	—	—	—	
l	2,66	2,00	5,32	121,3	—	—	—	0,451	22,55	4,25	—	—	—	
f	2,62	1,99	5,21	120,1	—	—	—	0,518	25,90	5,00	—	—	—	
b	2,60	1,97	5,12	122,1	122,4	0,3	0,25	—	—	—	0,339	16,95	3,30	
c	2,58	2,07	5,34	125,1	125,3	0,2	0,17	—	—	—	0,362	18,10	3,40	
e	2,64	2,00	5,28	120,8	121,0	0,2	0,17	—	—	—	0,423	21,15	4,05	
i	2,65	2,00	5,30	120,0	120,4	0,4	0,34	—	—	—	0,432	21,60	4,10	
j	2,61	2,00	5,22	118,7	119,0	0,3	0,15	—	—	—	0,321	16,05	3,05	
Media încercărilor								—	—	4,4	—	—	3,6	

Tabelul 11

Rezultatele centralizate ale încercărilor de rupere la *întindere*

Incercări	Calitatea sării					
	Albă		Vărgată		Vînătă	
	Epruvete în stare uscată	Epruvete în stare umedă	Epruvete în stare uscată	Epruvete în stare umedă	Epruvete în stare uscată	Epruvete în stare umedă
Seria I	4,8 kg/cm^2	3,8 kg/cm^2	‖ 25,4 kg/cm^2 ⊥ 7,7 „	‖ 11,6 kg/cm^2 ⊥ 3,3 „	⊥ 18,4 kg/cm^2	⊥ 7,3 kg/cm^2
Seria II	7,7 kg/cm^2	2,7 kg/cm^2	‖ 7,7 kg/cm^2 ⊥ 4,2 „	‖ 7 kg/cm^2 ⊥ 4,6 „	⊥ 4,4 kg/cm^2	⊥ 3,6 kg/cm^2

Observație: 1. Diferențele de rezistență între epruvetele de aceiași calitate de sare din cele două serii de încercări, se explică prin diferențele de structură și textură petrografică a sării din care au fost confecționate epruvetele respective (a se vedea în acest scop rubricile „Observații" din tab. 9 și 10).
2. Notațiile ⊥ și ‖ sînt aceleași ca mai înainte.

In asemenea cazuri, pericolul de prăbușire prin forfecare se înlătură printr-o dimensionare judicioasă a planșeelor.

Concluzii

Incercările de laborator în număr de 364 efectuate cu epruvete de sare gemă de la salina *Ocna Mureșului*, avînd forme de *cuburi* (pentru încercările la compresiune), *prisme* (pentru încercările la încovoiere și la forfecare) și *pișcoturi* respectiv *opturi* (pentru încercările la întindere), confecționate din sare de diferite calități (albă, vărgată și vînătă) și încercate în stare uscată și stare umedă (după ce au stat 7 zile în soluție saturată de clorură de sodiu) duc la următoarele concluzii:

1. Cuburile care au fost introduse în saramură saturată au avut rezistențe de rupere la compresiune cu 4—16% mai mari decît cuburile de aceleași dimensiuni și confecționate din aceeași calitate de sare, încercate în stare uscată.

Creșterea de rezistență de rupere la compresiune a cuburilor care au stat în saramură saturată a fost mai mare la cuburile cu muchiile mai mici (5 cm) și mai mică la cuburile cu muchiile mai mari (15 cm).

2. Epruvetele în formă de prisme subțiri (bastonașe) introduse în saramură saturată au avut rezistențe de rupere la forfecare în medie cu cca 21% mai mari ca epruvetele încercate în stare uscată.

3. Creșterea rezistenței de rupere la compresiune a cuburilor și a rezistenței de rupere la forfecare a prismelor subțiri, care au stat în saramură saturată, față de epruvetele similare încercate în stare uscată, poate fi explicată prin depunerea de cristale fine de clorură de sodiu în porii și neregularitățile fețelor epruvetelor încercate, care au întărit ca un ciment suplimentar părțile exterioare ale acestor epruvete.

4. Epruvetele pentru încercări de rupere la încovoiere (prismele) și pentru încercări de rupere la întindere (opturile), care au fost introduse în saramură saturată, au avut rezistențe mai mici cu pînă la 50%, față de epruvetele similare confecționate din aceeași calitate de sare încercate în stare uscată, deși pe fețele acestora s-au observat de asemenea depuneri de cristale fine de clorură de sodiu.

5. Scăderea rezistenței de rupere la încovoiere și la întindere a epruvetelor care au stat în saramură saturată, față de cele încercate în stare uscată, se poate explica prin micșorarea *coeziunii de aderență* dintre cristalele de sare datorită acțiunii saramurii ce a pătruns în masa de sare a epruvetelor, fenomen cunoscut de altfel și în cazul încercărilor de roci în stare uscată, respectiv saturate de apă.

6. Depunerile de cristale de NaCl pe fețele epruvetelor care au stat în saramură saturată, cum și pătrunderea saramurii în porii din masa de sare a epruvetelor, au avut efecte diferite — de creștere a rezistenței de rupere la eforturi de compresiune și de forfecare respectiv de scădere a rezistenței de rupere la eforturi de încovoiere și de întindere, față de rezistențele epruvetelor similare încercate în stare uscată — deoarece fenomenele de rupere la eforturi mecanice a sării geme sînt și ele diferite. Astfel, epruvetele încercate la eforturi de compresiune și forfecare se distrug prin acțiunea de strivire la care sînt supuse cristalele ce alcătuiesc masa de sare gemă, adică prin învingerea coeziunii de rețea a cristalelor de sare gemă și a coeziunii de aderență dintre cristale sau dintre cristalele mari și masa de cimentare alcătuită din cristale mici (6, pag. 25).

La epruvetele care sînt încercate la încovoiere și la întindere ruperea acestora se petrece însă prin desprinderea cristalelor fără sfărîmarea lor, ca urmare a învingerii *coeziunii de aderență* dintre cristale de către eforturile mecanice exterioare respective (fig. 3).

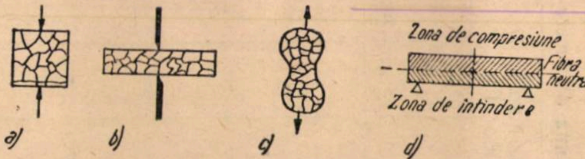


Fig. 3. *a, b:* Epruvetele se rup prin strivirea cristalelor; *c, d:* Epruvetele se rup prin desprinderea cristalelor.

7. Creșterea rezistențelor de rupere la compresiune și la forfecare, respectiv scăderea rezistențelor de rupere la încovoiere și la întindere, a epruvetelor care au fost introduse în saramură saturată, față de cele încercate în stare uscată, trebuie considerată ca un fenomen cu influență de mică adîncime în masa de sare gemă care vine în contact cu saramura saturată.

8. Rambleerea cu soluție saturată de clorură de sodiu a minelor de sare părăsite este un mijloc indicat de protecție împotriva acțiunii de dizolvare a infiltrațiilor de apă dulce și de conservare a stîlpilor de susținere dintre camere, a stîlpilor despărțitori dintre mine și a stîlpilor marginali (de hotar) ai minelor de sare gemă, de oarece prin depunerea de cristale de clorură de sodiu în golurile și porii din pereții acestor stîlpi, sarea gemă își mărește rezistența de rupere la compresiune tocmai în părțile exterioare ale stîlpilor care sînt supuse la eforturi concentrate de compresiune (7).

De asemenea, saramura saturată din interiorul minelor rambleeate, deși micșorează pe o adîncime relativ mică rezistența de rupere la încovoiere și la întindere a sării geme din planșeele dintre camerele de exploatare și din planșeul de protecție de deasupra pri-

Rezistența de rupere *la forfecare* a epruvetelor de *sare albă*

Notația epruvetei	Dimensiuni			Greutatea epruvetelor		Saramura absorbită		Rezistența de rupere la forfecare						Observație
								In stare uscată			In stare umedă			
	b, cm	h, cm	2 s = 2 b h cm²	Uscate g	Umede g	g	%	Citiri manometru	Forța, kg	Rezist. R_f kg/cm²	Citiri manometru	Forța kg	Rezist. R_f kg/cm²	
a	1,50 1,50 1,50	1,50 1,50 1,50	4,50 4,50 4,50	88,3	—	—	—	25 42 41	100 168 164	22 37 36	—	—	—	
b	1,49 1,49 1,45	1,44 1,44 1,46	4,29 4,29 4,23	85,5	—	—	—	47 59 47	187 235 187	44 55 44	—	—	—	
c	1,48 1,45 1,45	1,48 1,46 1,50	4,38 4,23 4,35	83,9	—	—	—	52 45 38	207 179 152	47 42 35	=	—	—	
d	1,50 1,50 1,50	1,46 1,47 1,46	4,36 4,40 4,38	85,0	—	—	—	32 39 40	128 156 160	29 35 37	—	—	—	
e	1,49 1,50 1,49	1,46 1,47 1,48	4,35 4,40 4,41	83,1	—	—	—	38 43 —	152 172 —	35 39 —	—	—	—	
f	1,50 1,48 1,49	1,50 1,50 1,50	4,50 4,44 4,47	88,0	96	8	9,1	—	—	—	50 46 37	199 183 148	44 41 33	
g	1,49 1,49 1,50	1,50 1,50 1,50	4,47 4,47 4,50	73,3	81.5	8,2	11,2	—	—	=	43 50 42	171 199 168	38 45 37	
h	1,45 1,48 1,50	1,46 1,47 1,43	4,23 4,37 4,35 4,29	86,2	95	8,8	10,2	—	—	—	46 50 50 53	183 199 199 211	43 46 46 49	
i	1,50 1,48 1.45	1,40 1,47 1,50	4,36 4,35 4,35 4,35	86,7	96,3	9,6	11,1	—	—	—	52 65 53 47	207 239 211 187	48 55 48 43	
j k	1,50 1,48 1,45	1,45 1,48 1,50	4,35 4,32 4,32 4,29	87	95,6	8,6	9,9	—	—	—	52 62 74 71	207 247 294 285	48 57 68 66	
l	1,50 1,48 1,45	1,50 1,50 1,50	4,50 4,44 4,35	90	99,9	9,9	11,0	—	—	—	27 —	108 —	24 —	
	1,50 1,49 1,50	1,47 1,47 1,49	4,40 4,38 4,47	85,2	—	—	—	43 40 43	172 160 172	39 36 38	—	—	—	
Media încercărilor				—	—	—	—	—	—	38	—	—	46	

Starea epruvetei	Uscată	Umedă
Valorile rezistenței de rupere la forfecare R_f Kg/cm², medii	38	46
maxime	55	68
minime	22	24

mului etaj de exploatare, cum şi din tavanele camerelor de exploatare, nu poate cauza avarii importante, dacă planşeele şi tavanele respective au fost bine dimensionate.

Bibliografie

[1] *Prof. Dr. Ing. G. Spackeler:* Lehrbuch des Kali- und Steinsalzbergbaues, Verlag von W. Knapp, Halle (Saale), 1950.

[2] *Dr. Ing. M. Stamatiu:* Beiträge zur Klärung einiger Abbauprobleme bei den rumänischen Salzgruben, unter besonderer Berücksichtigung der geologischen Verhältnisse und der festigkeitsmechanischen Eigenschaften des Steinsalzes, Habilitationsschrift, Bergakademie Freiberg, 1936, M. O. Imprimeria Naţională, Bucureşti, 1937.

[3] *M. Stamatiu:* Influenţa mărimii epruvetelor în formă de cuburi asupra rezistenţei de rupere la compresiune a cîtorva roci naturale şi artificiale, Bul. Ştiinţif. al Acad. R.P.R., şt. biol., agron., geol. şi geogr., Tom. IV, Nr. 2, 1952.

[4] *M. Stamatiu:* Recherches sur la structure pétrographique du sel gemme roumain, Congrès intern. des mines, de la métallurgie et de la géologie appliquée, VII-e sesion, Paris, 1935, Section de la géologie appliquée, Tome I.

[5] *Prof. Dr. Ing. M. Stamatiu:* Degajerile lente şi erupţiile bruşte de gaze în minele de sare din R.P.R. şi alte ţări. Cauze şi măsuri de combatere, Revista Minelor A.S.I.T., nr 7, 1955.

[6] *Dr. Ing. K. Keil:* Ingenieurgeologie und Geotechnik. Grundlagen und Anwendung der Baugrund- und Baustofflehre der natürlichen Fels- und Lockergesteine, V E B Wilhelm Knapp Verlag Halle (Saale), 1954.

[7] *M. Stamatiu:* Problema dimensionării stîlpilor la exploatările cu camere şi stîlpi părăsiţi. Cu aplicaţii la minele de sare din R.P.R. Comunicare prezentată în şedinţa din 20 dec. 1955 a Secţiunii de Geologie-Geografie a Academiei R.P.R.

★

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ НА СЫЩЕННЫХ РАСТВОРОВ ХЛОРИСТОГО НАТРИЯ НА СОПРОТИВЛЕНИЕ К МЕХАНИЧЕСКОМУ УСИЛИЮ КАМЕННОЙ СОЛИ ИЗ КОПИ ОКНА МУРЕШУЛУЙ

Описываются результаты лабораторных испытаний, проведенных с образцами каменной соли, отобранными в копях Окна Мурешулуй и подверженных усилию на *сжатие, растяжение, изгиб* и на *срез.*

Образцы были изготовлены из *белой, полосатой* и *синеватой* соли, в виде кубиков (для испытания на сжание), *призм, восьмерок* (для испытания на растяжение).

Ряд образцов был испытан в сухом состоянии (при влажности воздуха в лаборатории), а другая партия тех же сортов соли подвергалась испытаниям после 7-дневного выдерживания образцов в насыщенном растворе хлористого натрия.

Результаты этих опытов привели к следующим заключениям:

1. Сопротивление на разлом при сжатии кубиков испытанных в сухом и влажном состоянии возростает с увеличением их размера.

2. Кубики, находившиеся в насыщенном растворе, оказали сопротивление на сжатие на 4—16% большее, чем кубики испытанные в сухом состоянии.

Сопротивление было бо̀льшим у кубиков с 5 мм длиной граней, и меньшим у кубиков с гранями в 15 см,

3. Образцы в виде тонких призм, выдержанные в насыщенном растворе NaCl, показали сопротивление на срез на 21% большее, чем сухие образцы.

4. Увеличение сопротивления на сжатие и на срез образцов, выдержанных в насыщенном растворе NaCl по сравнению с образцами, испытанными в сухом состоянии, объясняется отложением мелких кристаллов в порах и шероховатостях на поверхности образцов.

5. Образцы, испытанные на изгиб (призмы) и на растяжение (восмерки) после выдерживания в насыщенном растворе NaCl, показали сопротивление на разлом до 50% меньшее, чем образцы испытанные в сухом состоянии.

Снижение сопротивления в этих случаях объясняется уменьшением сцепления между кристаллами соли, благодаря действию насыщенного раствора NaCl.

6. Необходимо считать, что увеличение сопротивления на разлом при сжатии и срезе, соответственно его снижение при изгибе и растяжении, в случае образцов, находившихся в насыщенном растворе NaCl, по сравнению с образцами, испытанными в сухом состоянии, ограничено глубиной, до которой насыщенный раствор NaCl может проникнуть в соляную массу.

7. Образцы белой соли показали меньшее сопротивление на разлом, по сравнению с образцами полосатой и синеватой соли, из-за отличия между структурой и петрографической текстурой данных разновидностей соли.

UNTERSUCHUNGEN ÜBER DEN EINFLUSS GESÄTTIGTER NATRIUMCHLORIDLÖSUNGEN AUF DIE FESTIGKEIT DES STEINSALZES VON OCNA MUREŞULUI

In dem Artikel stellt man die Ergebnisse der Laboratoriumversuche dar, die auf Steinsalzprobekörper aus der Salzgrube Ocna Mureşului durchgeführt wurden.

Es sind Druck-, Zug-, Biege und Scherversuche im trackenem und nassem zustände ausgeführt worden. Die würfel- (Druck), prismen- (Biegung und Abscheren) oder achtförmigen (Zug) Probekörper waren aus weissem, dunkelgrauem und gestreiften Steinsalz angefertigt worden.

Nach der Durchführung der erwähnten Versuche konnte man Folgendes festlegen:

1. Die Bruchfestigkeit der in trockenen Zustand und der feuchtgelagerten bei Druck untersuchten würfelförmigen Prüfkörper nimmt mit den Abmessungen der Würfel zu.

2. Die in gestättigter NaCl-Lösung gelagerten Würfel zeigten eine 4...16% höhere Druckfestigkeit auf alle diejenigen, die in trockenem Zustand untersucht worden sind. Die Festigkeit war grösser bei den 5 cm kantigen Würfeln und kleiner bei jenen mit einer 15 cm. Kante.

3. Die in Form schmaler Prismen angefertigten in ges. NaCl-Lösung gelagerten Würfel zeigten eine Scherfestigkeit auf, die 21% höher als bei trockenen Prüfkörpern lag.

4. Die Zunahme der Druck- und Scherfestigkeit bei den in NaCl-Lösung gelagerten Probekörpern, im Gegensatz zu dem in trockenem Zustand untersuchten, ist auf die Haltbarkeit der in den Poren und oberflächichen Rauhheiten der Prüfkörper enthaltenen Kristalle zurückzuführen.

5. Die nach Lagerung in ges. NaCl-Lösung auf Biegung (Prismen) und auf Zug (Achter) untersuchten Prüfkörper zeigten Bruchfestigkeiten auf, die 50% kleiner als bei jenen lagen, die in trockenem Zustand untersucht wurden.

Die in diesem Falle festgestellte Festigkeitsabnahme ist auf die von der ges. NaCl-Lösung bewirkte Verminderung der Anhaftkohäsion der Salzkristalle zurückzuführen.

6. Es ist zu erwähnen dass die Zunahme der Bruchfestigkeit bei Druck und Abscheren, bzw. ihre Abnahme bei Biegung und Zug im Falle der in ges. NaCl-Lösung gelagerten Prüfkörper, von der möglichen Eindringungstiefe der ges. NaCl-Lösung in die Salzmasse begrenzt ist.

7. Die Prüfkörper aus weissen Steinsalz im Vergleich zu den aus dunkelgrauem und gestreiftem Salz angefertigten, zeigten kleinere Bruchfestigkeiten auf, was auf die Verschiedenheit der petrographischen Struktur und Textur dieser Salzsorten zurückzuführen ist.

Aspecte noi în prospecţiunea radiometrică a zăcămintelor de minereuri şi de cărbuni

Nicolae Milea

1. Dintre corpurile din natură, substanţele radioactive formează un grup net diferenţiat prin proprietatea particulară pe care o au de a se desagrega spontan emiţînd radiaţii decelabile la distanţă.

Studiul celor trei familii principale radioactive a devenit astăzi clasic.

Printre descendenţii celor trei radioelemente principale sînt trei gaze: actinonul, radonul şi thoronul şi se ştie că acestea se bucură de toate proprietăţile corpurilor gazoase putînd difuza prin corpurile solide şi deci şi prin scoarţa terestră.

Aparatura folosită astăzi în prospecţiunea radiometrică, aşa cum reese din literatura care mi-a stat la dispoziţie, este formată din contoare Geiger-Müller, scintilometre, camere de ionizare şi micile modificări aduse de fapt în montajele care însoţesc această aparatură de bază, nu îndreptăţeşte prezentarea lor aici.

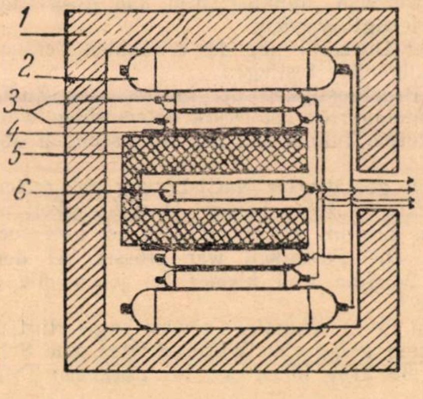


Fig. 1. *1 — cutie de plumb; 2 — contoare G. M. pentru înregistrat radiaţii cosmice şi terestre; 3 — contoare G. M. pentru înregistrat radiaţii* γ; *4 — ecran de plumb; 5 — recipientul care conţine proba; 6 — contor G. M. pentru înregistrat radiaţii* β.

E bine însă de relevat că în ceeace priveşte aparatura, evoluţia a fost în sensul utilizării la început a camerelor de ionizare şi apoi a contoarelor Geiger-Müller, care sînt acum din ce în ce mai folosite. Metoda scintilometrică a fost la un moment dat părăsit, dar a fost reluată actualmente fiind mai compatibilă cu condiţiile de teren.

Să mai amintim în această scurtă introducere unii dintre factorii care îngreunează prospecţiunea radiometrică. Aşa de exemplu, raportul dintre intensitatea radiaţiei înregistrate şi cea iniţială este în funcţie de grosimea, puterea de absorbţie şi densitatea materialului şi variază de asemenea invers proporţional cu distanţa detectorului de la sursă, ceea ce face ca determinările să fie din ce în ce mai nesigure cu cît zăcămîntul este mai adînc.

2. Deşi distanţa de la sursă la detector este un factor care poate limita eficacitatea unei prospecţiuni radiometrice, datorită unor dispozitive de amplificare a efectelor obţinute în aparatele de măsură, prospecţiunea radiometrică poate fi efectuată şi din avion. Inscrierea rezultatelor obţinute se face în cazul acesta automat.

3. In ceea ce priveşte aparatura de laborator, vom prezenta în cele ce urmează, aparatul construit de G.R. Golbek. V.V. Matveiev şi R.S. Sliapnicov şi prezentat de către aceştia la conferinţa internaţională pentru utilizarea paşnică a energiei atomice ţinută în iunie 1955 la Geneva. Odată cu prezentarea aparatului, autorii indică şi metoda de lucru folosită. Aceasta constă în următoarele: mineralul pulverizat este aşezat într-un recipient cilindric de aluminiu închis ermetic. Acest recipient este aşezat în interiorul aparatului. Din măsurarea simultană a intensităţii radiaţiei γ şi β emisă la proba de minereu se poate determina cantitatea de radiu, thoriu şi uraniu. Aparatul este construit în principiu astfel (fig. 1):

— la exterior o cutie de plumb cu pereţii groşi de 50 mm protejează instalaţia interioară de influenţa radiaţiilor cosmice şi terestre. Pe peretele acestei cutii sînt aşezate o serie de contoare Geiger-Müller, care căptuşesc peretele acesteia, formînd un inel. Aceste contoare înregistrează radiaţia cosmică şi terestră care scapă totuşi prin pereţii groşi ai cutiei de plumb, aşa încît din rezultatul final influenţa acesteia poate fi eliminată. Urmează apoi, aşezate în două strate şi formînd două inele interioare primului inel, o serie de contoare Geiger-Müller cu ajutorul cărora se determină radiaţia γ emisă de minereul radioactiv. Acţiunea radiaţiei γ asupra contoarelor Geiger-Müller este limitată de un ecran de plumb.

In interiorul recipientului care conţine roca pulverizată se găseşte un contor Geiger-Müller cu pereţi subţiri, cu ajutorul căruia se determină radiaţia β a minereului.

Cantitatea de thoriu şi radiu din minereu se determină cu ajutorul radiaţiei γ. Intr-o primă măsurătoare se stabileşte intensitatea radiaţiei γ totale şi apoi, o a doua măsurătoare stabileşte intensitatea radiaţiei γ pătrunzătoare, folosind ecranul de plumb arătat mai sus, care se intercalează între mostra studiată şi contoarele *G.-M.* pentru radiaţia gamma. Acest ecran lasă să treacă numai radiaţia γ foarte pătrunzătoare (energia 2.62 MeV), emisă de produsele de desintegrare ale thoriului. Din aceste măsurători, cu ajutorul unor formule stabilite de autori, se poate determina conţinutul rocii în thoriu şi radiu.

Măsurarea intensităţii radiaţiei β şi intensităţii totale γ permite determinarea cantităţii de uraniu.

Analizele chimice şi determinările făcute cu aparatul propus de autorii sovietici, asupra aceloraşi eşantioane, arată că precizia determinărilor este de 5 — 10%, cînd conţinutul în componentele radioactive este mai mare de 0,01%.

4. In problemele legate de interpretarea rezultatelor obținute în prospecțiunea radiometrică a zăcămintelor de minerale radioactive este necesar să se cunoască condițiile care au provocat concentrațiile mari ale acestora. Pentru aceasta vom reproduce cîteva date prezentate de M.R. Klepper și D.G. Wyant de la U.S. Geological Survey și de G.I. Neuerburg asupra zăcămintelor de uraniu, la aceeași conferință internațională pentru utilizarea pașnică a energiei atomice.

Conținutul în uraniu al rocilor formate dintr-o magmă crește constant, în cele mai multe cazuri, de la primele diferențiate pînă la ultimele, urmărind în felul acesta în mod general, comportarea silicei, alcaliilor și elementelor rare ca thoriu, beriliu, colombiu, tantal și a pămînturilor rare. Conținutul în uraniu al rocilor magmatice e variabil; uneori variațiile sînt nesistematice și apar ca fiind legate de seria celorlalte componente. De cele mai multe ori însă, variația conținutului în uraniu este sistematic legată de aspectele chimice, petrografice sau structurale ale rocilor. Primele minerale cristalizate din magmă, care sînt reprezentate în deosebi de olivină, piroxen și plagioclas calcic, tolerează numai cantități neglijabile de uraniu. Diferențiatele ulterioare conțin cantități apreciabile de biotit și minerale accesorii. Unele dintre aceste minerale pot îngloba în rețeaua lor pînă la cîteva procente de uraniu.

Se admite acum că uraniul poate prezenta șase moduri de a apare în constituția rocilor magmatice:

a) ca mineral de uraniu;
b) ca uraniu care se localizează, într-o mică măsură, în defectele structurale ale mineralelor din roci;
c) ca uraniu, care substituie într-o mică măsură, cationii în rețeaua mineralului gazdă;
d) ca uraniu adsorbit pe suprafața cristalelor, pe suprafețele de discontinuități cristalografice și pe defectele din cristale.
e) ca uraniu dizolvat în incluziunile fluide conținute în mineralele din rocă.
f) ca uraniu dizolvat în fluidele intergranulare.

Multe dintre rocile magmatice conțin uraniu într-o formă care este ușor solubilă în acizi slabi. Hurley găsește că mai mult de 90% din radioactivitatea totală a unor granite poate fi îndepărtată prin spălarea rocii cu acizii slabi. El ajunge la concluzia că radioactivitatea solubilă în acizi este prezentă de-a lungul fracturilor din rocă și pe suprafețele indivizilor cristalini. Deși natura și orginea acestui mineral solubil în acizi nu au fost stabilite, prezența sa are o consecință importantă: sugerează posibilitatea că însemnate cantități de uraniu pot fi spălate din rocile magmatice de către apele subterane și apoi pot forma depozite secundare în cărbuni și alte roci sedimentare.

Filoanele și alte depozite epigenetice de uraniu de origine magmatică s-au format probabil dintr-o diferențiere ulterioară a magmei bogate în uraniu cînd condițiile structurale au devenit favorabile. Astfel, multe dintre fluidele reziduale bogate în uraniu sînt probabil drenate în afară pentru a forma filioane,dacă se ivesc fracturi la momentul potrivit. Dacă aceste fracturi nu apar, uraniul din magma reziduală cristalizează în ultimele roci magmatice sub formă de minerale specifice bogate în uraniu și în parte ca peliculă intergranulară solubilă.

Se cunosc destul de puține lucruri asupra relațiilor care pot exista dintre rocile magmatice uranifere și depozitele hidrotermale. Bain semnalează o lipsă a depozitelor hidrotermale de uraniu în terenurile care conțin pegmatite uranifere, dar pot fi citate și multe cazuri de strînsă asociere între rocile magmatice uranifere, care conțin pegmatite, cu depozite hidrotermale de uraniu. Klepper și Wyant, sînt de părere că radioactivitatea anormală a rocilor magmatice poate constitui un indiciu că în apropierea lor se găsesc și depozite hidrotermale de uraniu. Totuși, evenimente tectonice, care se pot produce în timpul ultimului stadiu al consolidării magmatice, determină probabil într-o mare măsură, fie ca cea mai mare parte a uraniului să cristalizeze în magmele reziduale, în ultimul stadiu al formării rocilor magmatice, ca de exemplu pegmatitele, fie în filoane. Pe de altă parte, amîndouă aceste situații se pot prezenta și dacă cea mai mare parte a uraniului a fost drenat în ultima parte a consolidării magmei, rocile magmatice asociate nu mai sînt anormal de uranifere.

Alterarea și eroziunea rocilor magmatice bogate în uraniu, a filoanelor și a concentrațiilor de uraniu din rocile sedimentare și metamorfice fac ca uraniul să fie transportat din regiune sau concentrat în unele locuri.

Concentrarea uraniului în aceeași regiune sau transportul lui în altă parte, pare să depindă în mare măsură de climat, de topografia și de litologia suprafeței considerate. Intr-un climat umed pînza de apă subterană se găsește în apropierea suprafeței topografice, oxidarea este intensă și produsele de alterare tind să formeze minerale argiloase. In acest caz uraniul poate fi ușor transportat din regiune.

Intr-un climat arid, pînza de apă subterană este mai profundă. Alterarea este o simplă desintegrare mecanică a rocilor prezente și transportul uraniului din regiune este intermitent. Apele de precipitație, care dizolvă uraniul din rocile magmatice sau din filoane, îl transportă prin canale subterane la mare distanță și acesta poate fi depozitat în locuri în care concentrația poate deveni din ce în ce mai mare.

Uraniul solubil din pămînt și din apele de suprafață poate fi extras de aici în următoarele moduri:

1. de organisme și încorporat în țesăturile lor:
2. precipitat ca minerale secundare sub formă de carnotit și schroeckingerit;
3. adsorbit sau absorbit de unele argile, silice coloidală, etc;
4. formează compuși metalo-organici în petrol.

Depozitele formate în acest mod sînt cele de turbe uranifere, ligniți, cărbuni și produși de oxidare ai petrolului și multe depozite de uraniu secundar sau fosfați complecși, carbonați, vanadați, sulfați, arseniați, etc.

Ca un exemplu de modul cum a fost rezolvată o problemă de prospecțiune a unui zăcămînt de minereu radioactiv, vom prezenta cîteva rezultate obținute de William Isachsen, pe un zăcămînt de uraniu de la Holiday Mesa, în partea de sud a Platoului Colorado. Iată cîteva date cu privire la geologia generală a regiunii. In partea de sud a Platoului Colorado, pe o mare suprafață, se dezvoltă formațiunea de Shinarump de vîrstă terțiară superioară. Ea acoperă neconcordant formațiunea de Moenkopi de vîrstă triasică inferioară și medie. De contactul acestor două formațiuni este legată o mineralizare de uraniu importantă, pusă în evidență mai ales de lucrări minere.

Formațiunea de Shinarump se prezintă ca un depozit aluvionar compus din gresii cenușii cu lentile de grafit și de conglomerate și slabe intercalațiuni argiloase. Mineralizația apare în gresiile și conglomeratele bazale umplînd canale.

Depozitele de minereu de uraniu din regiune pot fi clasificate după felul de asociere cu alte metale. Tipurile de asociere sînt:

— cupru-uraniu;
— cupru-uraniu-vanadiu;
— uraniu-vanadiu.

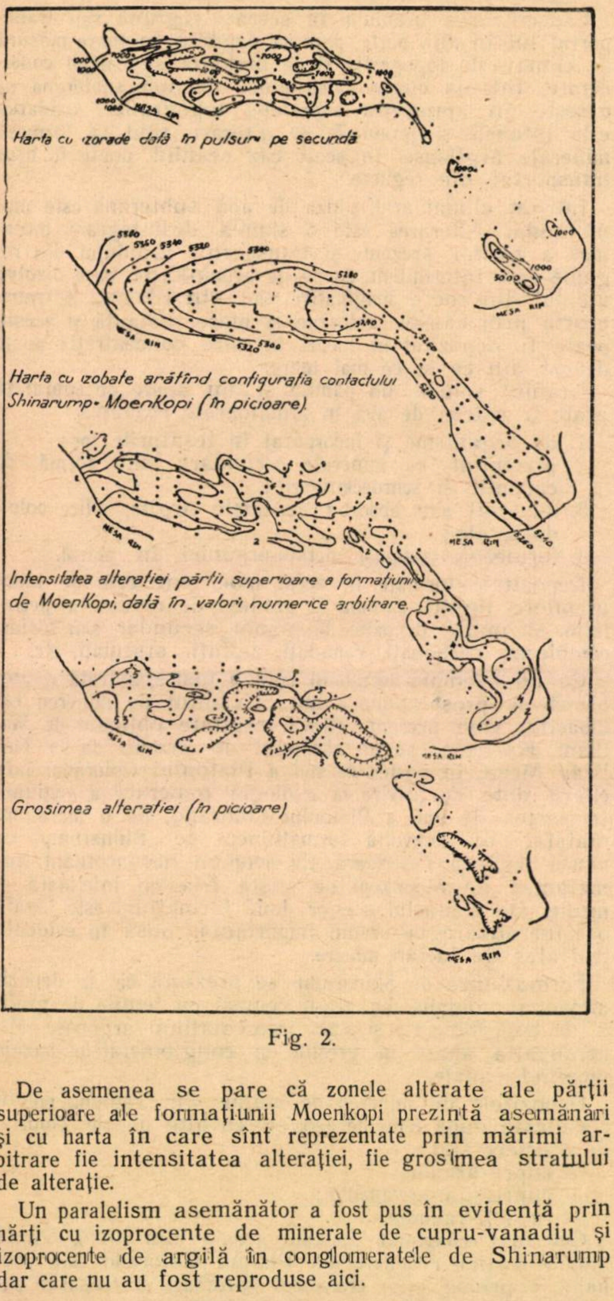
Cel mai răspîndit tip este acesta din urmă. Vîrsta mineralizației uranifere din Platoul Colorado este probabil cuprinsă între cretacicul inferior și terțiarul superior. Proveniența este necunoscută.

In ceea ce privește structura, avem de aface cu un larg sinclinal cu înclinări de la 2° la 8° și cu fracturi care nu par a fi în legătură cu mineralizația.

Din punct de vedere stratigrafic, formațiunea de Shinarump prezintă în bază o serie de canale care se extind în jos, pătrunzînd în formațiunea de Moenkopi. Spre deosebire de formațiunea în care se găsesc aceste canale și care conține gresii cu elemente grosiere, în canale se află un procent mai mare de elemente pelitice.

Zăcămîntul uranifer este dezvoltat, în general, de-a lungul direcției canalelor și se află la baza acestora, Prospecţiunea radiometrică în regiune a fost făcută cu contoare Geiger-Müller, măsurătorile executîndu-se în găurile unei reţele de foraje de mică adîncime.

Faptul că mineralizaţia se dezvoltă în apropierea zonei de contacte a formaţiunilor mai sus amintite este ilustrat de paralelismul dintre harta cu izobate, care arată relieful suprafeţei de contact şi harta cu izorade, prezentate în fig. 2.


Harta cu izorade dată în pulsuri pe secundă

Harta cu izobate arătînd configurația contactului Shinarump-MoenKopi (în picioare).

Intensitatea alterației părții superioare a formațiunii de MoenKopi, dată în valori numerice arbitrare

Grosimea alterației (în picioare)

Fig. 2.

De asemenea se pare că zonele alterate ale părţii superioare ale formaţiunii Moenkopi prezintă asemănări şi cu harta în care sînt reprezentate prin mărimi arbitrare fie intensitatea alteraţiei, fie grosimea stratului de alteraţie.

Un paralelism asemănător a fost pus în evidenţă prin hărţi cu izoprocente de minerale de cupru-vanadiu şi izoprocente de argilă în conglomeratele de Shinarump dar care nu au fost reproduse aici.

5. In ceea ce priveşte zăcămintele de cărbuni, acestea nu prezintă proprietăţi radioactive decît dacă au fost aduse de ape sau în alt mod, minerale radioactive şi depuse în zăcămîntul de cărbune.

Ca exemplu, vom prezenta zăcămîntul de lignit uranifer de la Harding County, la Sud de Dakota. Aici au fost descoperite rezerve de sute de mii de tone de lignit, care conţin ceva mai mult de 0,10% U_3O_8.

Depozitele fluviatile, care conţin lignit radioactiv, sînt reprezentate prin argilo-marne nisipoase şi gresii cenuşii, de vîrsta cretacică superioară şi paleocenă. Peste acestea urmează gresii tufacee şi argile bentonitice de vîrstă miocenă şi oligocenă.

In diferitele roci cărbunoase au fost găsite procente variate în U_3O_8 mergînd de la 0,26% pînă la 8%. Cel mai sărac în U_3O_8 se prezintă lignitul mat prăfos, iar cel mai bogat este lignitul semilucios. Uneori apar minerale de uraniu (metaautunit, metatorbernit şi metazeunerit) şi acolo unde aceste minerale sînt vizibile megascopic, conţinutul în uraniu creşte la mai multe procente. Cea mai mare parte a uraniului se găseşte însă sub forma unui complex uranoorganic.

Nu a fost găsită nici o corelaţie între uraniu şi constituenţii petrografici ai cărbunelui.

In aceiaşi cărbuni au mai fost întîlnite ca minerale accesorii, analcim, limonit, pirită şi gips, fără ca între acestea şi uraniu să existe vreo corelaţie. In analizele făcute asupra cenuşilor provenind din cărbuni au fost identificaţi în afară de uraniu, arsenul şi molibdenul, toate trei elementele tinzînd să atingă concentraţia maximă în mod simultan.

S-a constatat că sînt uranifere numai stratele subţiri de lignit cu grosimi pînă la 30 cm.

Nu au fost puse în evidenţă zone mineralizate în lignitul cuprins între strate cu un grad mare de impermeabilitate. Din acest motiv este probabil că contactul ligniţilor cu pînzele acvifere este un factor important în mineralizare.

O primă ipoteză asupra prezenţei uraniului în zăcămintele de lignit este aceea conform căreia uraniul a fost adus aici de soluţii care s-au infiltrat lateral.

După o a doua ipoteză, prezenţa arsenului şi a molibdenului în zăcămînt pare a indica posibilitatea unei surse hidrotermale, iar o a treia ipoteză presupune că uraniul este provenit din spălarea stratelor tufacee, slab uranifere, acoperitoare. Date fiind condiţiile în care apare zăcămîntul de lignit uranifer, nu pare să poată fi luată în consideraţie ipoteza unei origini singenetice a uraniului.

6. La capătul acestei prezentări care a încercat să reliefeze unele aspecte noi legate de prospecţiunea radiometrică a zăcămintelor de minereuri şi de cărbuni, este necesar să fie accentuate în încheiere cîteva concluzii:

a) Prospecţiunea radiometrică a devenit la ora actuală o metodă importantă geofizică, dat fiind interesul, din ce în ce mai mare, care se arată pentru descoperirea de noi zăcăminte de minereuri radioactive, în special uranifere.

b) Prospecţiunea radiometrică poate fi aplicată cu succes atît la delimitarea unor zăcăminte descoperite şi studiate de geolog, cît şi la lămurirea unor probleme pur geologice, aşa cum s-a văzut din prezentarea lucrărilor efectuate la Holiday Mesa. Evident, aplicarea trebuie făcută cu discernămînt şi după un studiu geologic prealabil al regiunii respective.

c) Metoda radiometrică poate fi aplicată şi în scop de recunoaştere. In acest caz cel mai potrivit mod de a o aplica este de a se efectua o prospecţiune radiometrică folosind o aparatură adecuată acestui scop.

d) In ceea ce priveşte prospecţiunea zăcămintelor de cărbuni, aceasta nu se poate face direct, deoarece cărbunii nu prezintă proprietăţi radioactive. Numai cînd aceştia sînt asociaţi în zăcămînt cu substanţe radioactive prospecţiunea radiometrică poate fi aplicată.

e) Dacă e vorba să ne referim acum la situaţia din ţara noastră, putem afirma că lucrările făcute în cursul primului cincinal prezintă date interesante, ceea ce ar îndreptăţi extinderea pe o scară mai mare a acestui gen de prospecţiune. Pentru aceasta ar fi necesar să se utilizeze cîteva echipe cu mijloacele de transport şi aparatura necesară efectuării prospecţiunii, iar în scopul determinării constantelor fizice ale rocilor, constante utile unor interpretări cantitative a rezultatelor prospecţiunii, ar fi necesară utilarea unui laborator.

Deşi personalul de specialitate trebuincios acestui gen de prospecţiune este format în ceea ce priveşte partea teoretică în ţară, totuşi, pentru a se trece mai uşor peste greutăţile începuturilor experimentale ar fi bine ca, pentru o perioadă limitată de timp, cîţiva specialişti să fie trimişi peste hotare în ţări în care acest gen de prospectare este utilizat pe o scară mai mare.

Bibliografie

Y. Wiliam Isachsen: „Geology of Uranium Deposits of the Shinarump and Chinle Formations on the Colorado Plateau". International Conference on the Peaceful Uses of Atomic Energy. A/Conf. 8/P/39.

G. R. Golbek: „The Physical Method of Determining the Content of Uranium, Radium and Thorium in Radioactive Ores". Idem A/Conf. 8/P/14.

M. R. Klepper, D. G. Wyant: „Uranium Provinces". Idem A/Conf./8/P/14.

G. I. Neuerburg: „Uranium in Igneous Rocks of the United States of America". Idem A/Conf./8/P/16.

John W. King: „High Grade Uraniferous Lignites in Harding County, South Dakota". Idem A/Conf./8/P/286.

★

НОВЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКЕ РУДНЫХ И УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Статья содержит ряд последних данных, в связи с радиометрической разведкой, применяемой в рудных и угольных месторождениях. Приводится ряд новых данных, цитируемых в литературе, в связи с физическими и геологическими условиями накопления радиоактивных минералов; описывается также аппарат предложенный Г. Р. Гольбеком для определения, физическим способом, содержания в уране, радии и тории радиоактивных минералов.

Ряд примеров иллюстрируют изложение и указывают на современную стадию радиометрической разведки в этой области.

NEUE AUSSICHTEN DER RADIOMETRISCHEN AUFSUCHUNG VON ERZ- UND KOHLENLAGERSTÄTTEN

In dem Artikel gibt man einige neue Auskünfte über die radiometrische Aufsuchung der Erz- und Kohlenlagerstätten. Es werden neue aus dem Schriftum ausgezogene Angaben über die physischen und geologischen Lagerungsverhältnisse radioaktiver Mineralien zusammengestellt; man beschreibt ebenfalls den von G. R. Golbek vorgelegte für die physikalische Bestimmung des Uran-, Radium- und Thoriumgehaltes radioaktiver Mineralien benutzte Apparat.

An Hand einiger Beispiele lässt sich das heutige Stadium der radiometrischen Aufsuchung ersehen.

Aparate și metode utilizate în prospecțiunea magnetometrică pentru minereuri

Traian Cristescu

Dintre toate metodele care urmăresc descoperirea de noi minerale utile, metoda magnetometrică a fost aceia, care de la începuturile ei şi pînă în prezent a adus importante contribuţii în prospecţiunea zăcămintelor de minereuri şi în special, a celor de fier.

Condiţiile esenţiale pentru aplicarea acestei metode sînt ; existenţa unui contrast de proprietăţi magnetice între rocele zăcămîntului pe care-l prospectăm şi rocele înconjurătoare, cum şi adîncime suficientă, pentru ca acesta să se manifeste la suprafaţa cu valori superioare erorilor totale de înregistrare.

Proprietăţile magnetice ale zăcămintelor sînt conferite de prezenţa mineralelor magnetice ca: ilmenitul, pirotina, franklinitul şi cromitul. Mineralul care prezintă cele mai frecvente asociaţiuni este magnetita, care apare într-o serie de zăcăminte: magmatice, sedimentare şi metamorfice. Obişnuit, magnetita apare într-o varietate foarte mare de roci, ceea ce face să se pună în evidenţă o serie de structuri geologice ascunse de tipul anticlinalelor şi sinclinalelor, accidente tectonice mai intense ca faliile, cum şi unele contraste între formaţiunile diferite ca vîrsta şi geneza.

Aceste variate informaţii ce se pot obţine, au făcut ca metoda magnetometrică să fie utilizată pe o scară foarte largă. Ceea ce a consacrat-o însă a fost studiul zăcămintelor de fier şi în mod cu totul indirect, cel al zăcămintelor nemagnetice, cu un conţinut redus de magnetită.

★

In practica prospecţiunilor magnetice, aparatele care s-au consacrat, sînt cele utilizate la măsurarea variaţiei cîmpului magnetic, sau a elementelor componente, în spaţiu, pe suprafeţe regionale sau locale, variaţiuni ce sînt raportate la anumite staţii de referinţă. Se pot executa măsurători ale variaţiei cîmpului magnetic total ΔT fie ale componentei sale orizontale ΔH sau verticale ΔZ. Valorile în care se exprimă în mod obişnuit aceste variaţii sînt în unităţi gamma, care sînt egale cu 10^{-5}L

Aparatele acestea sînt cunoscute sub denumirea de variometre sau magnetometre cu specificaţia suplimentară a elementului pe care-l măsoară. In stadiul actual sînt folosite în prospecţiunea magnetică :

— la sol : variometre magnetice verticale ΔZ şi orizontale ΔH cu suspensie pe cuţite şi lagăre de cuarţ, sau pe fir de torsiune şi

variometre universale, combinate, ce pot măsura ambele componente ΔZ şi ΔH de tipul celor cu fir de torsiune ;

— aeriană : aeromagnetometrele, pentru componentele ΔZ şi ΔT instalate în avion sau helicopter special amenajate şi

— submarină ; magnetometrele marine ΔZ şi ΔT utilizate la bordul unor ambarcaţiuni speciale.

In lumea întreagă cuantumul lucrărilor de prospecţiune magnetică, a atins un volum foarte mare, prin utilizarea variometrelor cu cuarţ, care au dat dovadă de calităţi superioare, în ceea ce priveşte precizia şi acurateţea înregistrărilor. Aparatele cu fir de torsiune au fost introduse recent şi au dat rezultate mulţumitoare, în operaţiile de detaliu pe suprafeţe reduse, deoarece dau productivitate mare şi suficientă precizie pentru astfel de lucrări. Printre ultimele utilizări ale acestor aparate sînt citate, măsurătorile subterane, care sînt folosite pentru identificarea poziţiei concentraţiunilor de minereu, neîntîlnite prin lucrările de exploatare. Inconvenientul, care stînjeneşte extinderea acestor lucrări, constă în influenţele puternice, pe care le exercită minereul din apropierea pereţilor galeriilor (cuiburi neînsemnate), cum şi întregul material fieros, ce este prezent, şi care toate produc denaturări datelor înregistrate făcîndu-le uneori de neinterpretat. Pentru aceste motive, măsurătorile subterane nu şi-au găsit o aplicare largă.

In ultimul timp se execută determinări ale componentelor ΔH şi ΔZ cu variometrele universale, în scopul de a se reduce numărul operaţiilor, cum şi de a căpăta într-un minimum de timp informaţiile trebuincioase unei bune interpretări.

Cele mai moderne aparate folosite în prospecţiunea magnetometrică sînt; aeromagnetometrele şi magnetometrele marine. Aceste aparate au apărut din necesitatea prospecţiunii rapide a unor suprafeţe foarte întinse, în vederea informării magnetice asupra regiunii şi totodată pentru o eventuală cartare geologică pe baza datelor magnetice.

Aeromagnetometrele, datorită vitezei mari de deplasare a avioanelor, au permis mărirea productivităţii ridicărilor magnetometrice de cîteva sute de ori. Comparaţia producţiei unui aeromagnetometru cu aceea a unui variometru utilizat la sol, în intervalul unei campanii, a evidenţiat că în timp ce un variometru poate ridica o suprafaţă de 100 km², un aeromagnetometru ridică 30—40 mii km², pentru aceeaşi distanţă între profilele de măsurare.

Dificultăţile ce însoţeau determinările făcute cu aeromagnetometrul, au fost legate de înălţimea şi de viteza de zbor a avionului. In primul caz variaţiunile mai slabe de 500 gamma nu erau posibil de înregistrat, iar în al doilea caz, apăreau greutăţi în corelarea precisă, cu terenul de prospectat. In stadiul actual ambele dificultăţi au fost înlăturate prin folosirea helicopterelor, care au posibilitatea de a zbura la înălţimi mici şi prin fotografierea continuă a suprafeţei de prospectat. In cazul suprafeţelor fără puncte de reper suficiente, precizarea traseelor se face automat prin staţii de radiolocaţie ce transmit semnale la intervale regulate.

Iniţial a fost utilizat tipul de aeromagnetometre ΔZ care prezenta inconveniente importante, în ceea ce priveşte precizia măsurătorilor. Erorile de măsurare la aceste aparate, în care dispozitivul de măsură trebuie orientat după direcţia componentei Z, pentru înclinări de 1^0 şi valori ale componentei orizontale $H = 15.000$ gamma, ating 250 gamma. Datorită acestui fapt ele au început să fie înlocuite, de aeromagnetometrele ΔT care sînt folosite pe o scară largă, şi care sînt mai puţin pretenţioase. Erorile de măsurare la acestea sînt numai de 8 gamma pentru aceeaşi înclinare de 1^0 şi pentru o valoare a cîmpului total $T = 50.000$ gamma.

Precizii foarte mari în determinări s-au obţinut cu ajutorul helicopterelor care pot efectua măsurători, la mai multe nivele, pe verticala unei staţii. Ele sînt utilizate în mod curent la detalierea anomaliilor obţinute cu avioanele de viteză.

Aeromagnetometrelor le mai revine meritul de a fi rezolvat cu totul, problemele privind prospecţiunea regiunilor inaccesibile ca; jungla, deşerturi, mlaştini, regiuni rîpoase şi regiuni polare. Importanţa care se acordă acestui gen de lucrări este evidenţiată prin lungimea profilelor magnetice prospectate ale societăţii „Gulf Research and Development Co." apreciată pînă în anul 1949 la o jumătate de milion de mile.

Prospecţiunile magnetice aeriene nu au fost suficiente pentru a da informaţii, asupra fundamentului marin, din cauza distanţei mari a aparatului de zbor. Efectele magnetice obţinute pe această cale, au dat valori foarte mici, şi pentru acest motiv dispozitivul de prospecţiune a fost anexat la ambarcaţiuni marine speciale şi lansat din acesta la adîncimile cele mai mari posibile. Asemenea prospecţiuni marine s-au făcut pe suprafeţe mici, în special în legătură cu structurile petrolifere, dar ele pot fi utilizate cu succes şi în domeniul continental acolo unde bazine importante întrerup continuarea prospecţiunilor la sol. Lucrări de prospecţiuni marine se cunosc în Golful Mexicului.

★

Cu aparatura susmenţionată se execută lucrări de prospecţiune folosind două metode:

— o metodă de măsurare în puncte discrete, pe profile dispuse fie în cadrul unor reţele patratice sau dreptunghiulare, fie adaptată la reţeaua de drumuri existentă, folosită de aparatele la sol şi de helicoptere, şi

— metoda de măsurare continuă, pe profile orientate nord-sud folosită cu exclusivitate de aeromagnetometre şi magnetometrele marine.

Măsurarea continuă prezintă nete avantaje pentru că dă un material complet privind aspectul variaţiilor cîmpului magnetic deasupra formaţiunilor perturbante, ceea ce reduce total, erorile ce apar în cealaltă metodă prin interpolările ce trebuie făcute diagramelor de interpretare.

★

Hărţile de prospecţiune magnetometrică, care apar în stadiul final de prelucrare a datelor de teren, pot fi întocmite, fie prin diagrame pe profile, fie prin izolinii trasate la echidistanţe consacrate pentru domeniile de variaţie în care se înglobează.

Interpretarea lor se face în mod direct plecîndu-se de la cauza presupusă la efect, fie în mod indirect pornind de la efect la cauză. In primul caz se presupune o anumită distribuţie a substanţei perturbante, calculîndu-se cîmpul datorit acestei distribuţii, apoi se modifică distribuţia pînă ce cîmpul calculat concordă cu datele observate cît mai mult posibil. In cazul al doilea se porneşte de la cîmpul observat şi se calculează distribuţia substanţei care să corespundă acestui cîmp, făcîndu-se ipoteze asupra naturii distribuţiei care dă naştere cîmpului. Faptul de a nu cunoaşte exact care din aceste ipoteze, sînt mai valabile, fac să apară ambiguităţi în interpretarea datelor magnetice.

Ambele metode fiind legate de o serie de aproximaţii, rezultatele finale nu se obţin decît în urma primelor lucrări de explorare, aplicate pe zonele interesante ale primului stadiu de prelucrare. Cu datele noi, căpătate, se poate trece la elaborarea finală a hărţilor de interpretare.

Metoda indirectă este o metodă relativ recentă, care a căpătat o largă întrebuinţare cu ocazia introducerii maşinilor de calcul electronice. Problemele atacate în acest mod privesc: calculul derivatelor de ordin superior al componentei verticale, prelungirile analitice în semispaţiul inferior al cîmpului, calcularea componentei orizontale din valorile componentei verticale, cum şi calculul reliefului fundamentului.

Dintre numeroşii cercetători care s-au ocupat de studiul acestor probleme cităm pe Leo Peters, A. A. Logacev şi B. A. Andreev.

★

După cum am menţionat, prospecţiunea magnetometrică este utilizată pe o scară foarte largă la descoperirea zăcămintelor feromagnetice, cum şi a multor tipuri de zăcăminte, în care magnetita sau celelalte minerale feromagnetice însoţesc în mică proporţie ca accesorii, mineralele principale ce alcătuiesc zăcămintele prospectate.

Exemple care să pună în evidenţă contribuţia acestei metode geofizice sînt numeroase şi ne vom mărgini în a menţiona cîteva, care sînt frecvent citate în literatura internaţională.

— zăcămintele de fier din regiunea Kursk U.R.S.S., din reg. Kiiruna (Suedia) şi din reg. Lacului Superior S.U.A.—Canada;

— zăcămîntul de pirotină de la Falconbridge Sudbury Ontario;

— zăcămîntul de cupru nichelifer din Tasmania cîmpul Zeehan);

— Zăcămîntul de cupru magnetifer din regiunea Lacului Superior S.U.A.—Canada;

— zăcămintele de minerale nobile rezultate prin concentrarea mecanică din ţinutul Pinal (Arizona), din Colorado, din Columbia britanică, de la Sudbury şi din Alaska, cum şi din sistemul de Witwatersrand din sudul Africii, care apar asociate cu magnetită;

— condiţiuni favorabile au existat pentru descoperirea zăcămintelor de crom din Urali, din Geidara (Kurdistan) şi din Newfoundland, cum şi a zăcămintelor de mangan de la Nicopol din U.R.S.S.

Cu totul indirect, prospecţiunile magnetice, au putut da unele informaţii, asupra zăcămintelor de cărbuni, prin conturarea bazinelor, în care apar formaţiuni productive, ca acelea de la Gelliondale—Anglia, din reg. Mans, Namur şi Liège din Belgia, din regiunea bazinului Ruhr, între Münster—Düsseldorf—Elberfels—Soest şi din nordul Franţei la Aachen.

Prospecţiuni magnetometrice sistematice pentru minereuri au început să se execute în ţara noastră începînd din anul 1950, cînd au luat fiinţă echipe bine dotate cu aparatura şi personalul necesar. In următorii ani importul de aparatură nouă, crearea de echipe noi, înzestrarea lor cu operatori proveniţi din Şcoala Medie de Geologie, de pe lîngă Comitetul Geologic, cum şi cu inginerii proveniţi de la Secţia de Geofizică de pe lîngă Institutul de Mine din Bucureşti, a dus la un progres important în tehnica operatorie şi de interpretare.

Aparatele ce au fost şi sînt utilizate la noi în ţară, sînt: variometrele ΔZ şi ΔH cu suspensie pe cuţite şi lagăre de cuarţ, cum şi din cele cu fir de torsiune. In ultimul timp, începînd din anul 1955, au fost introduse şi variometrele universale $\Delta Z, \Delta H$ cu fir de torsiune. Această aparatură este consacrată şi nu a suferit modificări importante în ultimii ani.

Problemele de prima urgenţă ce au revenit prospecţiunilor magnetometrice în primul cincinal au fost în legătură cu minereurile de fier. Ulterior au fost abordate probleme în legătură cu minereurile de mangan, crom, nichel, vanadiu, cum şi cu cele polimetalice.

Cercetările noastre au fost dirijate iniţial în perimetrul minelor în exploatare şi în extensia acestora, pentru a pune la dispoziţie documentaţia în vederea lucrărilor viitoare de explorare şi exploatare. Următoarea serie de lucrări a avut ca obiectiv prospecţiunea lucrărilor de explorare vechi şi mai recente, cum şi a rezultatelor geologice pozitive, pentru a confirma sau infirma justeţea unor lucrări de explorare în vederea conturării de rezerve pentru eventuale noi exploatări. Cele mai recente lucrări au fost executate pe baza informaţiunilor magnetometrice pure, date de lucrările de magnetometrie regională, sau pe datele unor alte metode geofizice, cînd se cereau date noi pentru o interpretare cît mai completă.

Aportul pozitiv al prospecţiunilor magnetometrice pentru minereuri este evidenţiat de conturarea sau descoperirea de minereuri interesante în regiunile: Poiana Ruscă, Ditrău, Dobrogea Centrală şi Nordică, în M-ţii Drocei, Lăpuşului, Bistriţei, Sebeşului şi Semenicului. Unele din acestea pot fi considerate ca importante din punct de vedere economic, deoarece operaţiile sistematice de foraj, au permis conturarea de rezerve geologice, iar rezultatul analizelor chimice şi metalurgice în special, au dus la fixarea rezervelor industriale. Altele rămîn încă în domeniul neindustrial, ca rezerve sărace faţă de care viitorul îşi va spune cuvîntul.

Incepînd cu al doilea cincinal, în care sarcina de plan a crescut cu cca 140% faţă de primul cincinal, se impune o serie de măsuri, pentru a lichida lipsurile care stînjenesc fructuoasa activitate în domeniul prospecţiunilor magnetometrice şi anume;

— schimbarea treptată a aparaturii actuale, care se află într-un stadiu avansat de uzură, cu o alta nouă;

— asigurarea condiţiilor de cazare în regiuni foarte izolate, situate la altitudini mari, pentru durate mai lungi;

— dotarea cu maşini de transport adecvate cu mobilitate mare şi dublă tracţiune;

— înzestrarea cu aparatură pentru cercetări experimentale asupra proprietăţilor magnetice ale rocilor;

— mărirea numărului echipelor de magnetometrie minieră.

O problemă cu totul specială care trebuie privită cu multă seriozitate, o constituie ridicarea magnetică a teritoriului R.P.R., care este o importantă sursă de informaţii. Propunem pentru elucidarea acestei probleme, într-un timp redus, cu cheltuieli minime şi în condiţii tehnice superioare, utilizarea cel puţin a unui helicopter de tip uşor. Calităţile excepţionale pe care le oferă acest mijloc de transport, vor da posibilitatea să se atingă o producţie considerabilă şi o execuţie tehnică ireproşabilă atît în ceea ce priveşte precizia măsurătorilor magnetometrice, cît şi a operaţiilor de amplasare a staţiilor şi de ridicare aerofotogrametrică.

Bibliografie

A. A. Logacev: Metodiceskoe rucovodstvo po aeromagnitnosiomke, Gosgheclizdat, 1955.

A. A. Brant: Some limiting factors and problems of Mining Geophysics (Geophysics XIII, 1948, p. 556—582).

B. M. Ianovski: Zemnoi magnetism, Gostehizdat, 1953.

J. J. Jakosky: Exploration Geophysics, Trija publishing company-Los Angeles 24, California, 1950.

Heiland: Geophysical exploration, New-York, Prentice-Hall, Inc. 1946.

★

АППАРАТЫ И СПОСОБЫ ПРИМЕНЯЕМЫЕ В МАГНИТОМЕТРИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКЕ РУД

В предложенной статье, после некоторых предварительных соображений, в связи с областью применения магнитометрической разведки, даются краткие сведения относительно современной стадии аппаратуры и способов работы и интерпретации, применяемых для руды. В продолжении вкратце излагаются достоинства и недостатки аэромагнитометрической аппаратуры с точки зрения точности и производительности. Также упоминаются и морские магнитометры, аппараты применяемые в области подводной разведки.

Для наглядного объяснения области применения способа, цитируются примеры из зарубежной литературы.

В заключении приводится ряд данных из нашей страны относительно деятельности и результатов полученных при помощи магнитометрической разведки, применяемой в случае рудных месторождений в первом пятилетнем плане и вносятся предложения для второго пятилетнего плана.

GERÄTE UND MESSVERFAHREN FÜR DIE MAGNETISCHE AUFSUCHUNG VOR ERZMINERALIEN

In dem Artikel, nach einigen vorangehenden Betrachtungen über den Anwendungsbereich der magnetischen Bodenforschung, gibt man kurze Auskünfte über das heutige Stadium der für Erzmineralien benutzte Apparatur, sowie der Arbeits- und Auslegungsmethoden. Weiter macht man einige kurze Gegenüberstellungen der Vor- und Nachteile der magnetometrische Apparatur von dem Standpunkt der Genauigkeit und Wirtschaftlichkeit aus gesehen. Es werden auch die magnetischen Seemessgeräte (Seemagnetometer), die für unterseeische Aufsuchung benutzt sind, erwähnt.

Zur Erläuterung des Anwendungsbereiches des Messverfahrens sind einige Beispiele aus dem internationalen Schriftum ausgezogen.

Schliesslich sind mehrere Angaben aus unserem Lande, (im Rahmen des Fünfjahrplanes) über die geophysikalische Tätigkeit und die mit dem auf Erzmineralien angewandten magnetischen Messverfahren erzielten Ergebnisse angewiesen und weitere Empfehlungen für den zweiten Fünfjahrplan gegeben.

Metode noi în prospecțiunea seismică a zăcămintelor de cărbune

Alexandru Esca

Succesul obținut cu metoda seismică de prospecțiune a subsolului în studiul structural al regiunilor petrolifere și gazeifere, a dat un puternic avînt lucrărilor de teren și a dus atît la perfecționarea aparaturii de recepție, cît și la dezvoltarea procedeelor de calcule și interpretări.

Noile metode au creat condiții favorabile extinderii domeniului de aplicabilitate la industria carboniferă.

Incă din anul 1930, lucrările experimentale au condus la concluzii favorabile. Sînt cunoscute în literatura de specialitate rezultatele prospecțiunilor pentru stratele de cărbune superior cu metoda seismică de refracție.

In regiunea Dobrilugk, O. Barasch și H. Reich au efectuat lucrări de seismică de refracție utilizînd primele sosiri. Prin profile împușcate în ambele sensuri s-a determinat viteza de propagare a undelor elastice în sedimentarul din acoperiș de 1300 m/s, s-a stabilit adîncimea stratului de cărbune și grosimea rocilor acoperitoare, urmărindu-se în acelaș timp tehtonica zăcămîntului.

S-a constatat că acoperișul stratului de cărbune prezintă o suprafață aproape plană pe întinderi destul de mari.

Rezultatele au fost confirmate de lucrări miniere și de foraje.

Un alt cîmp de aplicație a metodei de seismică de refracție în exploatările carbonifere este la detectarea faliilor.

In anumite condiții cînd mediile contigue prezintă diferențe mari de proprietăți elastice și cînd falia nu este însoțită de zone puternic tectonizate, se pot determina prin lucrări de refracție, direcția și înclinarea faliilor. Un exemplu este dat de H. Reich care a efectuat prospecțiuni seismice în regiunea minelor de cărbuni de la Peissenberg.

Cunoscuta falie Sulzer pune în contact gresia de Promberg cu molassa superioară.

Vitezele de propagare a undelor elastice în cele două medii sînt după Reich: 3200 m/s în molasa superioară și 3600 m în gresia de Promberg.

In apropierea zonei faliate, vitezele cresc, datorită unui proces de cimentare rezultat al tectonizării. Viteza aparentă dealungul planului de contact a fost de 6000 m/s.

Prin profilele de refracție transversale s-au stabilit direcția și înclinarea faliei Sulzer.

Lucrările au avut un caracter experimental și au fost făcute în zona unde controlul rezultatelor era posibil, prin lucrări miniere și prin foraj.

De real folos s-a dovedit a fi seismica de refracție în studiul marilor bazine de cărbuni.

Intrepretînd rezultatele obținute pe baza primelor sosiri, se pot trage concluzii asupra reliefului de fundament.

In anul 1950, Comitetul Geologic a efectuat o prospecțiune seismică cu profile de refracție în bazinul Caransebeșului.

Secțiunile seismice proiectate după datele obținute, au arătat relieful șisturilor cristaline din fundament și au dat posibilitatea urmăririi contactului sedimentar cristalin de la suprafață spre adîncime.

O categorie de lucrări seismice care aduc contribuții la corelarea stratelor de cărbuni sînt carotajele seismice, efectuate în sonda de explorare. Studiul repartiției vitezei pe verticală și determinarea vitezei de interval, etc., sînt factori care facilitează urmărirea directă sau indirectă a stratului de cărbune.

Metoda seismică de reflecție limitată la un relief plan sau puțin accidentat, este condiționată de existența unor strate reflectatoare, în acoperișul sau culcușul zăcămîntului.

Prin interpolare, atunci cînd tectonica sugerată de suprafețele reflectatoare din acoperiș este identică cu tectonica de sub stratul de cărbune, se pot paraleliza rezultatele și se pot trage concluzii asupra tectonicei stratului de cărbune.

★

Odată cu dezvoltarea așa numitei metode de corelare a undelor refractate, s-a stabilit posibilitatea de a se introduce în refracție principiul de corelare și procedeele metodice și tehnice de înregistrare a undelor reflectate. S-au combinat avantajele celor două metode și s-a mărit domeniul de rezolvare a problemelor.

Noua metodă însemnă un pas important în prospecțiunea zăcămintelor de cărbuni.

Prospecțiunea fundamentului concomitent cu cercetarea sedimentarului, prin corelarea sosirilor ulterioare, pot da rezultate favorabile în studiul bazinelor de cărbuni.

Prin metoda corelării undelor refractate se poate urmări relieful și tectonica fundamentului, atît la adîncime mică cît și la adîncime mare.

In consecință, se pot studia în detaliu platformele continentale și zona de mare scufundare a bazinelor de cărbuni. Prin corelarea sosirilor ulterioare de pe profile lungi recepționate la mari depărtări de punctele de explozie se ivește posibilitatea separării sedimentarului de deasupra unui fundament apropiat de suprafață, cum ar fi platformele continentale.

Avantajul constă în faptul că aceste probleme, care se pun în prospecțiunea zăcămintelor de cărbuni, adică studiul fundamentului apropiat și separarea sedimentarului acoperitor, se rezolvă simultan cu observații pe aceleași dispozitive și cu ajutorul acelorași serii de înregistrări.

Corelarea undelor refractate face posibilă uneori identificarea stratelor subțiri pînă la 0,1 din lungimea undei preponderente și a stratelor cu viteză de limită mai mică decît a mediului acoperitor, iar prin urmărirea caracteristicilor dinamice este ușurată identificarea și separarea în anumite condiții a stratelor de cărbuni.

G. A. Gamburțev, care a dezvoltat noua metodă de prospecțiune seismică, prezintă în tratatul lui „Metode de corelare a undelor reflectate" posibilitățile de investigaţie şi de rezolvarea metodei şi rezultatul lucrărilor experimentale efectuate în U.R.S.S. de către I. S. Berson, A. M. Epinateva şi V. Riznicenco.

Noile metode de lucru atît în seismica de reflecţie, cît şi în seismica de refracţie sînt condiţionate de aparatura modernă, care prin perfecţionările tehnice aduse înlătură dificultăţile existente pînă în prezent.

Greutatea şi volumul aparaturii moderne au scăzut simţitor, de la o instalaţie de cîteva sute de kg, montate într-o dubă mare şi grea, special amenajată, la cîteva kg. şi la volumul unui geamantan de voiaj.

Frecvenţele oscilaţiilor proprii ale sistemului de înregistrare au fost şi ele reduse la 2 Hz. şi împreună cu sistemul de filtraj fac posibilă eliminarea undelor perturbante şi măresc adîncimea şi precizia investigaţiilor.

Legăturile punctelor de explozie cu staţiile de înregistrare, a căror distanţă în cazul aplicării metodei de corelare a undelor refractate atinge 10—12 km, se fac prin posturi de radio emisie şi radio recepţie.

Prospecţiunea seismică este condiţionată de anumiţi factori şi aplicabilitatea ei poate fi stabilită prin lucrări experimentale.

Relieful accidentat, grosimile mari ale stratelor de la suprafaţă, prezenţa undelor perturbante, lipsa unor limite plane de discontinuitate elastică, prezenţa unor straturi de ecranare etc., contribuie la dispersarea energiei produse şi propagate în interiorul solului.

Natura fenomenelor de reflecţie şi refracţie este mult complicată de condiţiile reale din teren. Mediile de propagare nu sînt omogene iar accidentele şi discontinuităţile proprietăţilor fizice ale mediilor respective împiedică concentrarea energiei reflectate şi refractate de la limitele de separaţie în suficientă măsură pentru a putea fi înregistrată şi selecţionată.

Metodele şi aparatura modernă, folosite acum pe scară largă în străinătate, nu înlătură complect toate dificultăţile vechilor metode, dar parte din problemele ce au rămas nerezolvate pot fi atacate cu succes.

Aparatura portabilă de cca 16 kg, cu selecţia curată şi favorabilă frecvenţelor purtătoare de energie reflectată sau refractată cu sensibilitate foarte mare şi amplificări puternice, folosite după noile metode de lucru, va contribui la dezvoltarea prospecţiunii seismice a tuturor felurilor de zăcăminte şi în special a zăcămintelor de cărbune.

Atîta timp cît măsurătorile cu metoda seismică s-au făcut în cea mai mare măsură pentru detectarea şi studiul structurilor din regiunile cu perspective de zăcăminte petrolifere, regiuni în care rareori se găsesc lucrări miniere subterane, prospecţiunea seismică a rămas o metodă ce se aplică numai de la suprafaţa solului.

Sporadic, pentru determinarea vitezelor de propagare a undelor în anumite formaţiuni s-au efectuat măsurători seismice în mină.

Cu ocazia unor lucrări de acest gen, s-a constatat apariţia undelor directe refractate şi reflectate. Interpretarea materialului obţinut prin procedeele folosite la suprafaţă nu a dus la rezultate satisfăcătoare, datorită faptului că în mină propagarea impulsului seismic nu se face numai în semispaţiul inferior planului de observaţie ci în tot spaţiul din jurul galeriei în care se înregistrează. In mină poziţia aparatului de recepţie faţă de planurile reflectatoare şi refractatoare, este condiţionată de direcţia galeriilor, iar ordinul de mărime a distanţelor dintre geofoni şi planurile respective este mic în raport cu lungimea de undă, factori care contribuie foarte mult la imprecizia determinării diferenţelor de timp necesare proiectării elementelor de suprafaţă.

In 1952, H. Reich efectuiază măsurători seismice subterane la 650 m. adîncime în mina de cărbuni de la Peissenberg, pentru determinarea vitezelor de propagare a undelor elastice.

Rezultatele sînt extrem de interesante deoarece galeria în care s-au făcut înregistrările taie o renumită falie ce pune în contact gresia de Promberg cu marna molassei superioare, falia Sulzer.

Dispozitivele de înregistrare au fost aranjate astfel, încît alinîamentul geofonilor să treacă prin planul de faliere, iar exploziile au fost efectuate la vest, în gresia de Promberg şi la est în marnă.

In felul acesta s-a putut urmări discontinuitatea din raporturile de viteză, provocată de linia perturbantă.

H. Reich a reuşit să identifice şi să separe impulsurile datorită undelor directe longitudinale şi transversale, propagate prin marnă şi prin gresie, stabilind vitezele respective de 3200 şi 3600 m/s, pentru undele longitudinale şi 2150 m/s, pentru cele transversale.

S-a mai identificat impulsul undei longitudinale refractate dealungul planului de faliere cu o viteză aparentă de 6000 m/s. Prin calculele obişnuite, ţinînd seama de vitezele determinate, s-a proiectat cu ajutorul timpilor undelor refractate, poziţia planurilor de faliere.

Bazîndu-se tot pe undele refractate, s-a putut calcula din rezultatele obţinute şi pe o galerie paralelă cu falia Sulzer, direcţia şi înclinarea faliei.

Pe seismograme au apărut la timpi mari, impulsuri care sînt bănuite de autor a fi datorite undelor refectate la suprafaţa de discontinuitate.

Ulterior, după ce prin diverse lucrări experimentale s-a stabilit posibilitatea recepţionării şi identificării undelor reflectate la planurile de discontinuitate a proprietăţilor elastice, cum ar fi în anumite cazuri faliile, stratele de cărbuni sau filoanele metalifere, s-a dezvoltat o nouă metodică de lucru şi de interpretare şi a luat naştere prospecţiunea seismică de reflecţie în mină.

Helmut Linsser publică în 1955 metode pentru interpretarea seismogramelor de mină.

Ideia de bază a metodelor prezentate constă în tratarea separată a fiecărui seismograf şi pe urmă prezentarea rezultatelor într-o diagramă unică ce să dea posibilitatea urmăririi legăturilor dintre seismografe.

Aşa cum seismografele sînt o reprezentare medie a unui număr mai mare de măsurători, noua diagramă va fi media rezultatelor obţinute de la un punct de explozie.

Determinînd intervalul de timp ce se scurge de la explozie pînă la sosirea reflecţiei la seismograf şi cunoscînd din curbele drum-timp, viteza de propagare a undelor, se deduce drumul parcurs. El înglobează drumul parcurs de la punctul de explozie la suprafaţa reflectatoare şi de la suprafaţă la seismograf.

Reprezentînd toate punctele care se obţin din timpul de reflecţie al unui seismograf pe o diagramă, ele se aşează pe o elipsă, cu punctul de explozie şi cu seismograful ca focare.

Trecînd la problema spaţială, prin învîrtirea elipsei în jurul axei mari, se obţine un elipsoid de revoluţie.

Suprafaţa care a produs reflecţia este un plan tangent la elipsoid.

Helmut Linsser arată că pentru determinarea suprafeţei reflectatoare sînt necesari trei elipsoizi, care aproape în toate cazurile ivite în practică, posedă două planuri tangente.

Consecinţa erorilor de măsurătoare, este că în loc de plan tangent la mai mulţi elipsoizi vom avea o zonă de îngrămădire a elipsoizilor sau a elipselor în plan.

Cîteva exemple ilustrează utilitatea şi precizia procedeelor imaginate de Helmut Linsser.

Metodele moderne de prospecţiune seismică prin reflecţie şi refracţie cu înregistrări la suprafaţă şi în mină, deschid drumuri noi în ceea ce priveşte cercetarea zăcămintelor de cărbune.

Cercetările seismice efectuate în ţara noastră în ultimul timp, cu toate că au avut o amploare destul de mare, s-au limitat numai la detectarea structurilor de hidrocarburi. Aceste lucrări au fost efectuate cu staţii seismice a căror volum şi greutate sînt ridicate şi care sînt inaccesibile în regiuni cu un relief accidentat.

Metodele noi de lucru sînt condiţionate de aparatura modernă, care prin perfecţiunile tehnice aduse înlătură dificultăţile existente pînă în prezent.

In afara faptului că acestora li s-a redus simţitor greutatea şi volumul, devenind staţii portabile şi deci accesibile în regiuni cu relief accidentat, li s-au adus și îmbunătățiri tehnice esențiale, făcînd posibil eliminarea undelor perturbante, datorită sistemului de filtraj, precum și prin faptul că frecvențele oscilațiilor proprii ale sistemului de înregistrare au fost reduse pînă la 2 Hz.

In afara lucrărilor seismice de refracție din bazinul Caransebeșului datorită lipsei aparaturii adecvate nu s-au studiat la noi probleme în legătură cu prospectarea zăcămintelor de cărbuni.

Avînd la îndemînă stații seismice moderne, mijloace de transport adecvate și o documentație de specialitate completă, sîntem în măsură să trecem la rezolvarea unor probleme legate de zăcămintele de cărbuni, bineînțeles în condiții seismo-geologice de aplicabilitate a prospecțiunilor seismice — (ceea ce este de așteptat în unele regiuni din R.P.R.) — Un pas înainte ar putea constitui un schimb de experiență cu alte state, pentru ca specialiștii noștri cu activitate bogată în sectorul de seismometrie să studieze și să culeagă date la fața locului asupra problemelor de acest gen.

Stadiul actual al prospecțiunii gravimetrice pentru zăcămintele de minereuri și cărbuni

Radu Botezatu

Prospecțiunea gravimetrică devine aplicabilă în orice problemă geologică sau economico-minieră, dacă distribuția de masă din subsol satisface anumite condiții limitative dintre care cele mai importante pot fi formulate astfel : existența unui contrast efectiv de densitate în valoare cît mai mare, care să fie practic constant în cuprinsul unor zone suficient de largi și situat la o adîncime relativ redusă.

Coexistența acestor condiții nu este însă generală în natură ; din această cauză, domeniul mare de aplicabilitate al prospecțiunii gravimetrice este pînă în prezent fie în problemele geologice legate de unitățile structurale mari și de raporturile relative dintre ele, cum ar fi platforme, arii geosinclinale, zone de orogen, horsturi, grabene, reliefuri îngropate, cordiliere, corpi eruptivi, zone de contact, etc, precum și de tectonica ascunsă reprezentată prin anticlinale, sinclinale, falii, flexuri, încălecări, etc., fie în problemele economico-miniere legate de descoperirea sau precizarea extinderii structurilor petrolifere și gazeifere sau a masivelor de sare.

In alte probleme și îndeosebi pentru detectarea zăcămintelor de minereuri sau cărbuni, prospecțiunea gravimetrică a fost aplicată sporadic, mai mult cu caracter experimental și cu rezultate favorabile sau nu, după condițiile pe care le-au oferit zăcămintele respective. Astfel, folosirea prospecțiunii gravimetrice în aceste probleme, atît în străinătate cît și la noi în țară, continuă să fie restrînsă.

Posibilitatea de rezolvare favorabilă a unor astfel de probleme nu este însă exclusă, prospecțiunea gravimetrică avînd perspective de aplicabilitate și în acest domeniu.

PROSPECȚIUNEA GRAVIMETRICĂ PENTRU ZĂCĂMINTELE DE MINEREURI

Prospecțiunea gravimetrică a zăcămintelor de minereuri este complicată de marea varietate sub care acestea se prezintă în natură.

Varietatea mineralogică a zăcămintelor este foarte mare. Există în natură peste 200 minerale metalice dintre care cca 100 apar în zăcăminte rentabile pentru exploatare ; de asemenea, există peste 2000 minerale nemetalice dintre care tot cca 100 sînt exploatabile economic. Toate acestea prezintă densități diferite, care se încadrează într-o gamă mare de valori ale căror limite ar fi de aproximativ 2,60 g/cm^3 (limonită) și 8,80 g/cm^3 (uraninit). Atunci cînd concentrația mineralului în zăcămînt este mare, prospecțiunea gravimetrică are condiții favorabile, așa cum este cazul zăcămîntului de minereu de Fe de la Steep Rock Lake din Canada [2].

De asemenea există o mare varietate petrografică a zăcămintelor precum și varietatea de relații a acestora cu formațiunile adiacente. Zăcămintele legate de o singură formațiune sau tip de rocă oferă condiții mai avantajoase pentru prospecțiunea pe această cale decît acelea la care caracterul petrografic este complex.

Condițiile de geneză introduc și ele variațiuni mari. Din acest punct de vedere, zăcămintele singenetice sînt mai favorabile prospecțiunii gravimetrice decît cele epigenetice.

De asemenea degradarea sau îmbogățirea zăcămintelor minerale prin procese ulterioare este un factor de o deosebită importanță. In literatura de specialitate este citat cazul unui zăcămînt important de sulfuri metalice la Tiger, Arizona în S.U.A., la care diferențierea zăcămîntului în trei orizonturi — de oxidație, sulfuri secundare și sulfuri primare — a creiat variații de densitate de natură să îngreuieze prospecțiunea gravimetrică [2].

Creșterea porozității și fracturarea poate micșora densitatea și anula chiar contrastul de densitate pe care zăcămîntul l-ar prezenta în mod normal față de rocile din jur. Astfel se întîmplă cu zăcămintele de hematită în cuarțite din Labrador, cu zăcămintele de Pb în calcare dolomitice de la Bonne Terre, Missouri în S.U.A. și cele de la Sidi-Amar în Maroc [4].

Dacă zăcămintele de minereuri sînt asociate cu structuri geologice mari, cum sînt rocile sedimentare, curgerile de lave intercalate în sedimentar sau corpii intrusivi, așa cum este cazul zăcămintelor din Districtul Witwatersrand în Africa de Sud, a șirurilor de zăcăminte de Fe din Minnesota în S.U.A., a depozitelor de Cu din Michigan în S.U.A. sau a depozitelor de bauxită din Arkansas în S.U.A., prospecțiunea gravimetrică este mult favorizată [1]. In general însă, zăcămintele de minereuri au dimensiuni reduse, în mod curent dimensiunile orizontale fiind mult mai mici decî cele verticale, situație care este desavantajoasă pentru prospecțiunea gravimetrică din cauza intensității mici a anomaliilor pe care le produc.

Prospecțiunea gravimetrică a zăcămintelor de minereuri mai este complicată și de faptul că în mod curent aceste zăcăminte sînt situate în regiuni muntoase, greu accesibile și cu variații mari de relief. Aceste circumstanțe produc dificultăți mari atît în cursul măsurătorilor de teren cît și la prelucrarea ulterioară a datelor și interpretarea lor. Imposibilitatea de evaluare riguros exactă a efectelor de relief, atunci cînd acestea sînt de ordin de mărime comparabil cu însăși anomaliile produse de zăcămintele respective, introduce erori mari și cu aceasta un grad de nesiguranță care face ca în unele cazuri prospecțiunea gravimetrică să nu poată fi aplicată cu succes.

Din cele specificate mai sus se poate vedea că folosirea prospecțiunii gravimetrice pentru zăcămintele de minereuri este limitată de o serie de factori, dintre care cei mai importanți sînt: adîncimea, forma și dimensiunile zăcămîntului, concentrația mineralului, continuitatea substanței minerale în zăcămînt, omogenitatea rocilor înconjurătoare, caracterul structurii geologice, relieful terenului etc. In cazul cînd acești factori sînt în raporturi favorabile, prospecțiunea gravimetrică se poate aplica cu succes.

Prospecțiunea gravimetrică a zăcămintelor de minereuri poate fi efectuată fie cu Balanța de torsiune, fie cu Gravimetrul static. Folosirea nici unuia din aceste aparate nu poate fi însă generalizată. Balanța de torsiune prezintă mari avantaje datorită sensibilității mari și a preciziei de măsurare, dar este un aparat greoi, cu productivitate mică și neaplicabilă în regiunile cu relief accidentat. Gravimetrul static este mult mai avantajos și prin productivitatea ridicată în lucru se aplică mai ușor în regiuni cu relief accidentat, dar posedă o precizie mai mică și nu este astfel convenabil pentru zăcămintele cu dimensiuni mici.

Ambele tipuri de aparate au fost folosite de la caz la caz în prospecțiunea zăcămintelor de minereuri.

In fig. 1 este reprodus un profil de variație a gradientului orizontal a gravității determinat cu Balanța de torsiune peste zăcămîntul de Fe în cuarțite feruginoase de la Krivoi-Rog în U.R.S.S. [1]. Cercurile indică valorile gradientului orizontal măsurat, iar curba plină variația gradientului orizontal calculată teoretic pe baza distribuției de masă figurată, folosind datele reale de densitate determinate după probe de roci și o ipoteză generală stabilită din informațiile lucrărilor miniere existente. După cum se poate observa, efectul calculat se suprapune foarte bine cu cel măsurat, imaginea structurală furnizată pe baza prospecțiunii gravimetrice fiind probabil foarte apropiată de realitate.

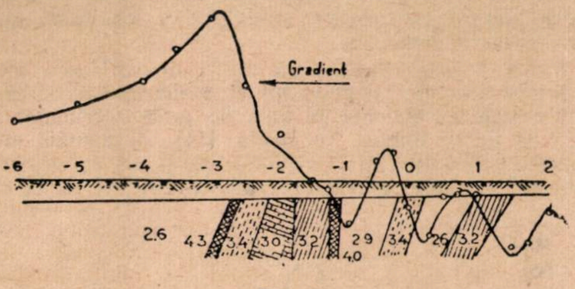


Fig. 1.

Fig. 2 reproduce un alt exemplu de folosirea Balanței de torsiune, indicînd anomalia gradientului orizontal al gravității peste depozitul de magnetită diferențiată magmatic în gabrouri de la Caribou, Colorado, în S.U.A. [11]. Și în acest caz prospecțiunea gravimetrică a dat rezultate satisfăcătoare, prin punerea în evidență a excesului de masă datorit contrastului de densitate dintre depozitele de magnetită și rocile înconjurătoare.

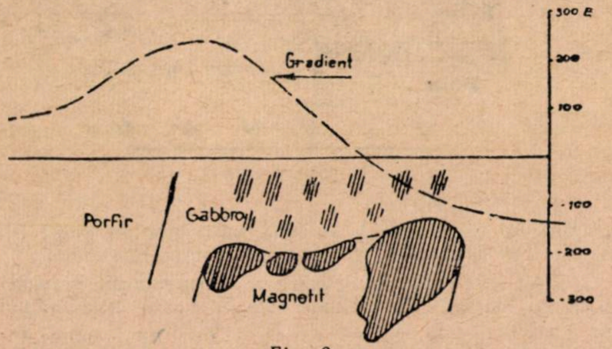


Fig. 2.

In fig. 3 este reprodus un profil de variație a anomaliei gravității peste un zăcămînt de sulfuri metalice din Districtul Skellefte, Suedia [9], constînd din trei filoane paralele, ușor înclinate spre N. Zăcămîntul este situat sub lacul Mensträsk și măsurătorile au fost executate cu Gravimetrul static în timpul iernii, pe ghiață. După reducerea efectului gravimetric al contactului între șisturi și leptite, calculat pe baza unui contrast de densitate de 0,2 g/cm^3, anomalia gravității a indicat două maxime separate marcînd suficient de fidel poziția filoanelor.

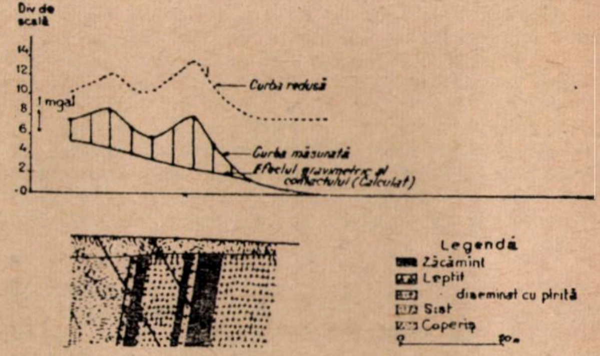


Fig. 3.

In fig. 4 este reprodus un alt exemplu de prospecțiune gravimetrică cu Gravimetrul static, deasupra unui zăcămînt filonian de sulfuri metalice (pirită și blendă) înclinat la cca 60^0, de la Langsele, Suedia [9]. Anomalia gravității marchează printr-un maxim poziția filonului și prin asimetria curbei dă indicații și asupra înclinării în adîncime a acestuia.

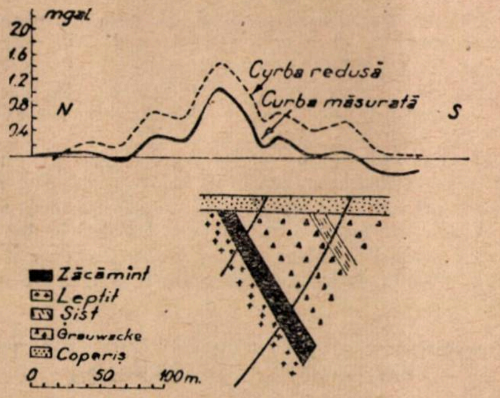


Fig. 4.

Literatura de specialitate ne furnizează multe exemple de felul acestora.

Mai poate fi amintit cazul unei prospecțiuni gravimetrice cu rezultate parțial favorabile pentru un zăcămînt de sulfuri de Fe, Pb, Zn și Ag, în lentile care nu depășesc 10 m. Zăcămîntul se găsește într-o situație geologică complicată, geneza lui fiind datorită metasomatozei unor calcare pensilvaniene acoperite de șisturi argiloase și cuarțite, legată de o intruziune de diorite și porfire și avînd o tectonică complexă [7].

De asemenea mai poate fi citată o prospecțiune gravimetrică cu rezultate pozitive pentru detectarea de depozite mici de baritină situate la partea inferioară a unui strat de argile roșii care acopere un dolomit cambrian, în N. E. Statul Washington în S.U.A. [8].

Exemplele de mai sus au fost alese pentru a pune în evidență varietatea problemelor și felul în care au fost rezolvate prin prospecțiunea gravimetrică.

Incercări de prospecţiune gravimetrică cu Gravimetre statice pentru zăcăminte de minereuri au fost efectuate şi la noi în ţară. In acest sens poate fi citată încercarea de prospecţiune a unor filoane şi volburi de baritină situate în calcare triasice sau porfire cuarţifere. Dimensiunile mici ale concentraţiilor de baritină au produs anomalii ale gravităţii de acelaşi ordin de mărime cu eroare operativă instrumentală, din care cauză rezultatele nu au fost concludente. De asemenea mai poate fi citată o prospecţiune cu rezultate parţial favorabile pentru minereuri de Fe şi Ti în zăcăminte lenticulare de hornblendite, situate într-un masiv eruptiv dioritic.

In ultimii ani, cercetarea gravimetrică a depăşit domeniul prospecţiunii pentru zăcăminte de minereuri, în scopuri de exploatare. Cîteva interesante aplicaţii au fost făcute şi în legătură cu problemele de exploatare minieră.

Un caz de conducere şi extindere a lucrărilor de exploatare prin cercetarea gravimetrică cu ajutorul Balanţei de torsiune într-o mină de fier, este citat de Zagorac [6]. Mărimile gravimetrice W_{xz}, W_{yz} şi W_{xy} determinate prin măsurători au fost combinate cîte două pentru a obţine vectorii rezultanţi în planele XZ şi YZ, care au dat indicaţii asupra poziţiei masei minerale în raport cu excavaţiile miniere.

O altă aplicaţie interesantă de cercetare gravimetrică cu Gravimetrul static a fost efectuată într-o mină de sulfuri metalice metasomatice în calcare, în scopul evaluării aproximative a rezervei de minereu. Puţul principal al minei, în adîncime totală de 880 m, străbate corpul mineralizat la 3/4 din adîncimea lui. Lucrările miniere efectuate au dat o ideie generală asupra formei corpului mineralizat, care în linii mari putea fi asimilat cu o sferă. Măsurătorile au fost executate în puţul principal pe verticală, din 30 în 30 m, determinîndu-se astfel anomalia gravităţii produsă de corpul mineralizat. Pe baza acesteia şi a contrastului de densitate real determinat după probe (densitatea mineralizaţiei 3,69 g/cm^3 şi a calcarelor 2,71 g/cm^3), a fost determinată masa aparentă a corpului mineralizat, definind o rezervă probabilă de 2.800.000 tone minereu [5].

După cum se poate vedea, cercetarea gravimetrică poate avea multiple aplicaţii în legătură cu zăcămintele de minereuri, atît în problemele legate de prospecţiune şi explorare, cît şi în alte probleme legate de însăşi exploatarea acestor zăcăminte. Cu limitările specificate la început, metoda gravimetrică poate fi astfel de un preţios ajutor.

PROSPECŢIUNEA GRAVIMETRICĂ PENTRU ZĂCĂMINTELE DE CĂRBUNI

Cărbunii prezintă din punct de vedere al proprietăţilor fizice condiţii foarte favorabile pentru prospecţiunea gravimetrică.

Densitatea cărbunilor este în general cuprinsă între valorile limită de 1,00 şi 1,50 g/cm^3; densitatea formaţiunilor sedimentare care îi conţin depăşeşte în mod curent valoarea minimă de 2,20 g/cm^3, condiţionînd astfel un contrast minim de densitate în valoare de 0,70 g/cm^3, care foarte adeseori depăşeşte această valoare.

Contrastul de densitate între cărbuni şi rocile adiacente mai prezintă marele avantaj că poate fi considerat practic constant în cuprinsul unui zăcămînt, ceea ce de asemenea constituie o circumstanţă favorabilă pentru prospecţiunea gravimetrică. Cărbunii prezintă o mare continuitate a proprietăţilor fizice în zăcăminte, densitatea lor variind în limite foarte mici; de asemenea formaţiunile sedimentare au în general variaţiuni mici de densitate.

Zăcămintele de cărbuni sînt în majoritatea cazurilor legate de structuri geologice relativ simple, ceea ce de asemenea ar putea constitui un avantaj în acest sens.

Din nefericire cărbunii apar stratificat, în strate subţiri concordante cu structura sedimentarului care le conţine. Grosimea mică a zăcămintelor condiţionează producerea de anomalii gravimetrice cu intensitate mică, fapt care constituie un mare dezavantaj. In afară de aceasta, relaţiile simple ale acestor zăcăminte cu structura geologică nu permit o separare uşoară între anomalia gravimetrică produsă de cărbuni şi anomalia produsă de depozite sedimentare, fapt care este de natură să creeze dificultăţi mari de interpretare.

Aceste condiţii fizico-geologice mai sînt complicate de faptul că zăcămintele de cărbuni sînt de obicei situate în regiuni cu relief accidentat, ceea ce limitează folosirea Balanţei de torsiune şi creează dificultăţi suplimentare folosirii Gravimetrului static.

Din aceste motive, o prospecţiune gravimetrică în scopul descoperirii de noi zăcăminte de cărbuni nu este deocamdată de intrevăzut.

Există totuşi unele probleme în legătură cu zăcămintele de cărbuni care pot fi rezolvate prin cercetarea gravimetrică. Acestea sînt legate îndeosebi de precizarea detaliilor de formă şi dimensiuni ale bazinelor de cărbuni şi de tectonica generală a acestora. In condiţii favorabile, prospecţiunea gravimetrică mai poate pune în evidenţă amplasamentul faliilor şi sensul săriturii lor, informaţii care pot fi de mare interes pentru conducerea şi extinderea exploatărilor existente.

Incercări de aplicare a prospecţiunii gravimetrice pentru zăcăminte de cărbuni au fost deja făcute în străinătate. Cîteva exemple în acest sens pot fi utile pentru a vedea natura problemelor şi felul de rezolvare prin cercetarea gravimetrică.

In fig. 5 este reprodus un profil de variaţie a gradientului orizontal al gravităţii şi a mărimii de curbură determinate cu Balanţa de torsiune peste zăcămîntul de cărbune de la Borken, Germania [14]. Zăcămîntul este constituit dintr-un strat orizontal de lignit în depozite terţiare. Mărimile gravimetrice au indicat net limita zăcămîntului care coincide cu falia unui bloc de grezie triasică, limită care a fost apoi confirmată de sondaje.

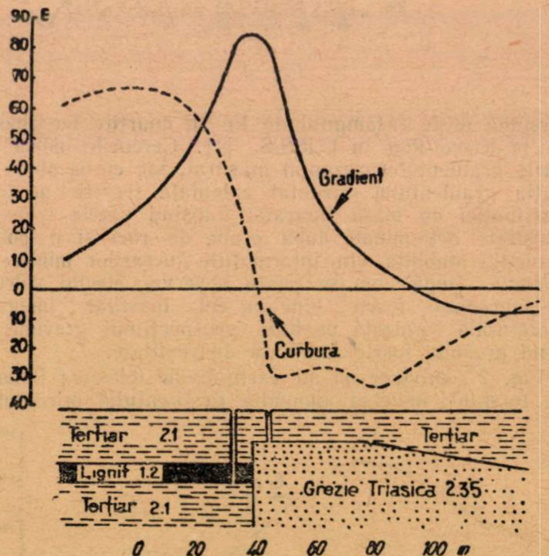


Fig. 5.

Un alt exemplu de aplicare a prospecţiunii gravimetrice cu Balanţa de torsiune este în cazul zăcămîntului de cărbuni de la Gelliondale, S.E. Victoria, Anglia. Zăcămîntul este constituit dintr-un strat orizontal de lignit, situat în sedimente nisipoase, la cca 30 m adîncime. Stratul de cărbuni terminîndu-se la suprafaţa înclinată a unor roci dense de vîrstă triasică, limitele lui au putut fi determinate pe baza efectului gravimetric al contactului dintre cărbuni şi aceste roci dense [11].

In fig. 6 este reprodus un profil al anomaliei gravităţii determinată cu Gravimetrul static în Anglia, între Lickey Hills şi Nuneaton [13]. Stratele cu cărbuni atingînd grosimi de peste 1000 m în bazine importante, sînt suportate de roci paleozoice şi suportă la rîndul lor roci mezozoice de grosimi variabile. Cu ajutorul cartării gravimetrice şi pe baza sondajelor în număr mare s-a putut evalua efectul gravimetric al sedimentelor de deasupra stratelor de cărbuni şi s-au putut calcula grosimile stratelor de cărbuni prin extrapolare în raport cu diferitele sondaje.

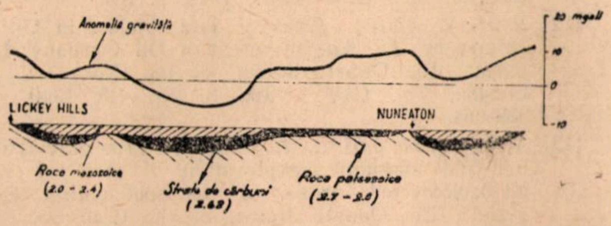


Fig. 6.

Folosirea prospecţiunii gravimetrice pentru cărbuni în Anglia s-a făcut pe scară mare, determinîndu-se pe această cale forma şi dimensiunile bazinelor de cărbuni precum şi detalii structurale ale fundului acestor bazine. Cărbunii fiind în grosime mare produc anomalii negative ale gravităţii în valoare importantă, cum ar fi în cazul bazinelor de cărbuni Carlisle, Bristol, Kent, etc., fapt care creează condiţii favorabile de aplicabilitate a prospecţiunii gravimetrice.

Exemplele de mai sus ne arată că cercetarea gravimetrică poate fi folosită şi în cazul zăcămintelor de cărbuni. Cu anumite limitări şi în probleme speciale, se pot obţine informaţii gravimetrice care să fie importante în legătură cu aceste zăcăminte.

PERSPECTIVE DE VIITOR

Prospecţiunea gravimetrică pentru zăcăminte de minereuri şi cărbuni a rămas în general pînă în momentul de faţă în stadiul experimental. Varietatea condiţiilor în care aceste zăcăminte apar şi a relaţiilor lor cu structurile geologice, dimensiunile relativ reduse, etc., toate acestea condiţionînd producerea de anomalii gravimetrice de intensitate mică, nu a permis standardizarea unui procedeu de prospecţiune aşa cum este în cazul zăcămintelor de petrol, gaze sau sare. La toate acestea se adaugă o serie de limitări în folosirea aparaturii existente şi în deosebi a Balanţei de torsiune, datorită condiţiilor de relief care în general caracterizează regiunile în care se găsesc aceste zăcăminte.

O lărgire a domeniului de activitate a prospecţiunilor gravimetrice în sectorul minier pentru zăcămintele de minereuri şi cărbuni devine însă din ce în ce mai probabilă. Evoluţia aparaturii gravimetrice în ultima vreme, atît din punct de vedere constructiv cît şi mai ales al preciziei de măsurare, creează condiţii favorabile pentru detectarea anomaliilor gravimetrice de intensitate mică cu ajutorul Gravimetrelor statice. O aparatură potrivită, uşoară şi precisă, înlătură totodată o serie de dificultăţi legate de accesibilitatea grea a regiunilor cu relief variat.

Un sprijin deosebit de preţios în interpretarea geologică a anomaliilor gravimetrice a adus în ultimii ani folosirea gradienţilor verticali de diferite ordine ai cîmpului gravităţii. Metode noi de calcul, comode şi precise, a acestor mărimi gravimetrice precum şi o oarecare experienţă cîştigată în urma folosirii lor, ajută în mod efectiv pe interpretator la separarea efectelor gravimetrice şi punerea în evidenţă a anomaliilor de mică intensitate care pot fi de interes economic.

Prin aceasta bazele unei dezvoltări a prospecţiunii gravimetrice pentru zăcămintele de minereuri şi cărbuni sînt creeate. Evident, aplicabilitatea ei nu va putea fi generală, rămînînd întotdeauna limitată de condiţiile fizico-geologice corespunzătoare fiecărui zăcămînt sau tip de zăcăminte în parte. Multe din problemele care pînă acum erau considerate inaccesibile acestei metode vor putea fi însă rezolvate de aici înainte cu succes.

CONCLUZII

Din cele expuse mai sus se poate constata că, fără o aplicabilitate generală, prospecţiunea gravimetrică poate fi folosită şi în problemele legate de zăcămintele de minereuri şi cărbuni.

In ţara noastră pînă în momentul de faţă nu au fost făcute decît cîteva încercări în legătură cu zăcămintele de minereuri şi numai cu Gravimetrul static, deoarece relieful regiunilor care prezintă interes în acest sens face imposibilă folosirea Balanţei de torsiune; pentru zăcămintele de cărbuni prospecţiunea gravimetrică nu a fost încă folosită. Aceste încercări au avut însă numai parţial rezultate favorabile.

Toate eforturile depuse pentru prospecţiunea gravimetrică a filoanelor şi volburilor de baritină şi mai recent a unor lentile de cromit, nu au condus la rezultate satisfăcătoare, deoarece anomaliile gravimetrice produse de aceste concentraţii de minerale sînt foarte mici în intensitate, practic de acelaşi ordin de mărime cu al erorii operative a Gravimetrelor Nörgaard cu care s-a încercat prospecţiunea lor. Pentru rezolvarea cu succes a prospecţiunii acestor zăcăminte şi a altora de acest fel, precum şi pentru aplicarea prospecţiunii gravimetrice la zăcămintele de cărbuni, este absolut necesară folosirea unei aparaturi cu precizie mult mai ridicată decît aceea pe care o avem la dispoziţie în momentul de faţă. Inlocuirea Gravimetrelor Nörgaard cu precizie obişnuită de ± 0,20 mgal cu alte aparate, cum ar fi de exemplu Worden, Heiland, etc., de precizie medie ± 0,05 mgal şi chiar mai bună, se impune ca o primă măsură pentru creearea unor condiţii favorabile rezolvării problemelor de această natură.

O altă dificultate de care se loveşte aplicarea cu succes a prespecţiunii gravimetrice în astfel de probleme, o constituie imposibilitatea de evaluare exactă a efectelor de relief. Pentru calculul precis al anomaliilor de intensitate mică este necesar un material cartografic de precizie mai mare decît acela pe care îl avem deocamdată la dispoziţie. O revizuire atentă a materialului cartografic în zonele de interes economico-minier se impune deasemenea ca o necesitate.

Din aceste motive, pînă în prezent problemele de prospecţiune gravimetrică a zăcămintelor de minereuri sau de cărbuni nu au putut fi rezolvate cu succes, cu toate că nu ne lipseşte capacitatea tehnică necesară. Cu o documentaţie de specialitate mai completă decît cea existentă, aparatură de precizie superioară şi un material cartografic adecvat, sîntem în măsură să trecem la rezolvarea unor probleme legate de zăcămintele de minereuri sau cărbuni, bineînţeles în cazurile în care condiţiile fizico-geologice de aplicare a prospecţiunii gravimetrice sînt satisfăcute, ceea ce este de aşteptat în multe situaţii pe teritoriul R.P.R. La toate acestea, un sprijin deosebit de preţios l-ar putea constitui un schimb de experienţă activ cu alte state, pentru ca specialiştii noştri să studieze la faţa locului, problemele de acest gen şi modul în care sînt rezolvate.

Cu aceste baze ştiinţifice, tehnice şi materiale satisfăcute, s-ar putea extinde şi în ţară la noi domeniul de aplicare al prospecţiunii gravimetrice, pentru rezolvarea cu succes a multor din problemele în legătură cu zăcămintele de minereuri şi cărbuni.

Bibliografie

[1] *C. A. Heiland:* ,,How can Geophysics be of better service to the Mining Industry?", Geophysics XIII, 1948, p. 535-39.

[2] *G. M. Schwartz:* ,,Some aspects of ore deposits important in Geophysical Work", Geophysics XIII, 1948, p. 540—49.

[3] *L. C. Armstrong and D. M. Davidson:* „The practical view in geophysical exploration for metallic ore bodies", Geophysics XIII, 1948, p. 550—55.

[4] *A. A. Brant:* „Some limiting factors and problems of Mining Geophysics", Geophysics XIII, 1948, p. 556—81.

[5] *G. R. Rogers:* „Subsurface gravity measurements", Geophysics XVII, 1952, p. 265—77 (Rezumat în Riv. di Geof. applicc.).

[6] *Z. Zagorac:* „Contributions to the method of Torsion Balance Surveying in underground", Geopysics XVIII, 1953, p. 448—58 (Rezumat in Riv. di Geof. applicc.).

[7] *E. V. Barnes, V. R. Mathias and F. Romberg:* „Gravity Prospecting for Pb an Zn, New Mexico", Inter. Geol. Congress, Part. V, London, 1950, p. 5—15 (rezumat în Riv. di Geof. applicc.).

[8] *R. P. Uhley and Le Roi Scharon:* „Gravity Surveys for residual barite deposits in Missouri", Trans. of Am. Inst. Min. and Met. Eng. V, 199, Min. Eng. V. 6. No. 1, 1954, p. 52—56 (Rezumat în Riv. di Geof. applicc.).

[9] *H. Hedstrom:* „A new Gravimeter for Ore Prospecting", Am. Ins. Min. and Met. Eng., Techn. Publ. Nr. 953, 1938.

[10] *L. V. Sorokin:* „Gravimetria i gravimetriceskaia razvedka", Gostoptenhisdat, Moskva-Leningrad, 1953, p. 470.

[11] *C. A. Heiland:* „Geophysical Exploration", Prentice-Hall Inc., New York, 1946, p. 288.

[12] *P. H. N. White:* „Gravity data obtained in Great Britain by the Anglo-American Oil Company Limited", The Quart. Journ. of the Geol. Soc. of London, Vol. CIV, Part. 3, Nr. 415, 1949, p. 339—64.

[13] *N. L. Falcon and L. H. Tarrant:* „The gravitational and magnetic exploration of parts of the mesozoiccovered areas of the south-central England", The Quart. Journ. of the Geol. Soc. of London, Vol. CVI, Part. 2, 1951.

[14] *H. Haalck:* „Lehrbuch der angewandten Geophysik" Gebrüder Borntraeger, Berlin, 1934, p. 95—97.

★

СОВРЕМЕННАЯ СТАДИЯ ГРАВИМЕТРИЧЕСКИХ РАЗВЕДОК РУДНЫХ И УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Гравиметрическое исследование не имеет широкого применения в разведке рудных и угольных месторождений из-за их физических и геоморфологических условий. В последнее время, развитие аппаратуры и физико-математических способов обработки и интерпретации данных измерений, привело к расширению области применения этого способа исследования в вопросах разведки, что повело к его внедрению при измерениях в шахте.

Большое разнообразие условий существующих в рудных и угольных месторождениях не позволило осуществить стандартизацию методики и техники применения гравиметрических исследований, как это имеет место в случае других видов месторождений (нефти, газов или соли). В данной статье автор дает ряд примеров, в которых гравиметрический способ применялся с успехом в вопросах связанных с рудными или угольными месторождениями, с разведочным или исследовательским характером в шахте, для выявления специфики вопросов и способа их разрешения.

DAS HEUTIGE STADIUM DER GEOPHYSIKALISCHEN SCHWEREMESSUNGEN BEI ERZ- UN KOHLENLAGERSTÄTTEN

Die Schwerkraftmessungen haben in der geophysikalischen Bodenforschung der Erz- und Kohlenlagerstätten, wegen der physischen und geomorphologischen verhältnisse solcher Ablagerungen, noch keine breite Anwendung gefunden. Die Entwicklung der Messgeräte und der physikalischen und matematischen Auswertungs- und Auslegungsmethoden der Messergebnisse hat jedoch in der letzten Zeit gestattet, den Anwendungsbereich dieses Aufsuchungsverfahrens zu erweitern und die sogar durch seine Einführung für Messungen untertage auch für die Probleme des Grubenbetriebs zu benutzen.

Die grosse Mannigfaltigkeit der Lagerungsverhältnisse der Erz- und Kohlenlagerstätten hat die Vereinheitlichung der Methodik und der Anwendungstechnik der Schwerkraftmessungen, wie bei anderen Lagerstättenarten (Erdöl, Erdgas, Steinsalz) der Fall ist, nicht gestattet.

Um den Charakter dieser Fragen und ihre Lösung zu ersehen, gibt der Verfasser in der vorstehenden Arbeit einige Beispiele für die erfolgreiche Anwendung der Schweremessungen bei Erz- und Kohlenlagerstätten für Aufsuchung und Untersuchung untertage.

НОВЫЕ СПОСОБЫ СЕЙМИЧЕСКОЙ РАЗВЕДКИ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Еще в 1930 г. сеймические разведки, осуществлявшиеся способом волн переломления для открытия и исследования угольных месторождений, привели к положительным результатам.

По мере развития нового способа корреляции волн переломления, появилась возможность разведки основых угольных бассейнов, одновременно с уточнением тектоники осадочных пород бассейна.

Опытные работы и способы интерпретации разработанные в последнее время специалистами геофизиками, доказали, что сеймическая разведка методом переломления и отражения может применяться с успехом в исследованиях угольных месторождений, геофизическими работами как на поверхности, так и геофизическими работами в шахте.

NEUE METHODEN FÜR DIE SEISMISCHE AUFSUCHUNG VON KOHLENABLAGERUNG

Schon im 1930 haben die seismischen für die Entdeckung und Untersuchung der Kohlenablagerungen mit dem Refraktionsverfahren durchgeführten Bodenforschungen zu günstigen Ergebnissen geführt.

Mit der Entwicklung der neuen Wechselbeziehungsmethode für die gebrochenen Wellen ist die geophysikalische Forschung der Unterlage der Kohlenablagerungen, gleichzeitig mit der Untersuchung der Tektonik der sedimentären Reihenfolge des Beckens, möglich geworden.

Die in der letzten Zeit von Geophysikern durchgeführten Versuche und angewandten Auslegungsmethoden haben gezeigt, dass die seismische Bodenforschung mit Brechung und Rückwurf der Wellen (Refraktions- und Reflexionsverfahren) für die Untersuchung der Kohlenablagerungen durch geophysikalische Aufsuchung an der Erdoberfläche und in der Grube mit Erfolg angewendet werden kann.

Săparea și susținerea lucrărilor miniere*)

Aspirant **P. S. Anton**
Institutul de Mine-Bucureşti

Mineritul constituie una din principalele ramuri industriale pe care se bazează dezvoltarea economiei noastre naţionale. In vederea desăvîrşirii acestei dezvoltări s-a iniţiat încă în cursul primului plan cincinal deschiderea de noi cîmpuri miniere, precum şi sistematizarea, raţionalizarea şi extinderea cîmpurilor miniere existente în prezent în exploatare. Necesităţile de cărbuni şi minereuri, mereu crescînde ale industriei noastre impun mineritului nu numai o dezvoltare oarecare, ci o dezvoltare cît mai dinamică şi care se traduce prin intensificarea, grăbirea, mărirea ritmului de punere în exploatare raţională a zăcămintelor de substanţe minerale utile din ţara noastră.

Din punctul de vedere al dezvoltării mineritului din ţara noastră are o importanţă nu numai planul de producţie de cărbuni şi minereuri propriu-zis, ci şi termenele la care noile rezerve vor fi date în exploatare, accentuînd dinamica dezvoltării industriei miniere în special şi a industriei în general. Deci de o importanţă egală cu cea a planului de producţie propriu-zis este şi realizarea în termenele cele mai juste şi cît mai raţională a planului de investiţii miniere şi în special de lucrări miniere de deschidere şi pregătire. In ultimul timp se remarcă o tendinţă nesănătoasă, tendinţa ce se manifestă şi în alte ţări şi care constă în supraprecierea problemelor de producţie şi în subaprecierea problemelor de investiţii miniere. Nu sînt puţini acei care consideră că investiţiile constituie o piedică în realizarea producţiei fapt pentru care punînd accentul numai pe problemele de „producţie" se ajunge la rezolvarea momentană sau pe o perioadă scurtă a unor deficienţe, dar în ansamblu se creează cea mai mare şi mai periculoasă situaţie: întîrzierea lucrărilor de deschidere şi de pregătire şi deci neasigurarea însăşi a producţiei într-un viitor apropiat.

In concepţia modernă nu se poate admite o separare a noţiunii de producţie minieră, în producţie de substanţe miniere utile şi în realizare de investiţii. Fără o realizare cît mai corectă a planului de investiţii şi în special a planului de deschideri şi pregătiri nu se va putea obţine în viitor o anumită producţie. Rolul lucrărilor de deschidere şi pregătire deşi nu are un aspect de producţie valorificabilă propriuzisă, influenţează în cea mai mare măsură realizarea producţiei valorificabile.

In prezentul referat se porneşte de la ideea că realizarea lucrărilor miniere, de deschidere sau de pregătire, constituie o problemă de bază pentru minerit, iar în perioadele de dezvoltare a industriei miniere, perioadă similară cu cea actuală din ţara noastră, această problemă capătă un caracter de prim ordin.

In cele ce urmează vom analiza în primul rînd modul în care s-au realizat şi se realizează în prezent lucrările miniere din ţara noastră, insistînd asupra tehnologiei folosite şi a rezultatelor obţinute şi analizînd din acest punct de vedere necesarul de lucrări miniere ce trebuie realizat în cursul celui de al doilea cincinal în vederea respectării programului de dezvoltare a industriei miniere. In cea de a doua parte se va face o trecere în revistă a stadiului mondial actual în domeniul săpării şi susţinerii lucrărilor miniere, iar în partea a treia se vor face propuneri pe care le considerăm necesare pentru realizarea planului de lucrări miniere de deschidere şi pregătire la timp şi cît mai economic.

STADIUL ACTUAL AL SĂPĂRII ŞI SUSŢINERII LUCRĂRILOR MINIERE ÎN R.P.R.

In decursul primului plan cincinal s-a obţinut o continuă mărire a volumului de lucrări miniere de săpare, mărire produsă în primul rînd de deschiderea de noi mine, în special în zăcămintele de lignit. In fig. 1 se poate vedea modul în care a variat acest volum în decursul primului cincinal. In figura 1 a fost cuprins numai sectorul carbonifer (din sectorul metalifer nu s-au putut obţine datele necesare) separat pentru lignit şi pentru cărbune brun. Se poate observa cum creşterea este mai puţin importantă în sectorul de cărbune brun (Valea Jiului).

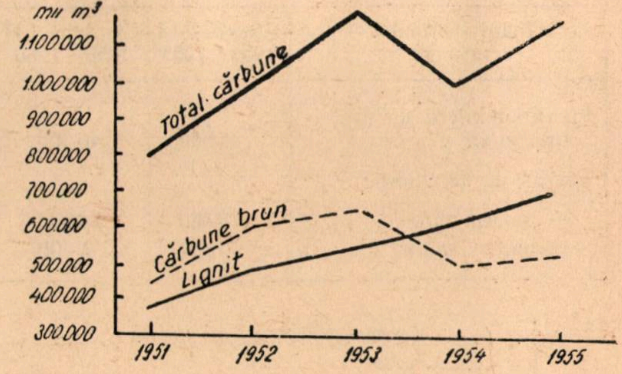


Fig. 1. Variaţia volumului de lucrări miniere executate în industria carboniferă în perioada 1951—1956.

Considerînd proiectele de sistematizare elaborate pînă în prezent, rezultă că metrajul anual de galerii ce ar trebui realizat în industria carboniferă din R.P.R. va fi de peste 20 km. Pentru o mai bună clasificare prezentăm în fig. 2 o diagramă în care este cuprinsă variația metrajului și cubajului de galerii în decursul celor două cincinale în principalul bazin de cărbuni al țării: Valea Jiului. De la o medie anuală de circa 18 km în perioada 1951—1955 va trebui să se obțină o medie anuală de metraj săpat de circa 25 km, în perioada 1956—1960, numai în ceea ce privește lucrările miniere de investiție.

---

*) Acest articol este completat de cel al lui A. Buttu şi P. S. Anton: „Mecanizarea încărcării la săparea galeriilor", Rev. Minelor", nr. 9 şi 11/1955 şi P. S. Anton: „Mecanizarea complexă la săparea galeriilor", Rev. Minelor, nr. 12/1955.

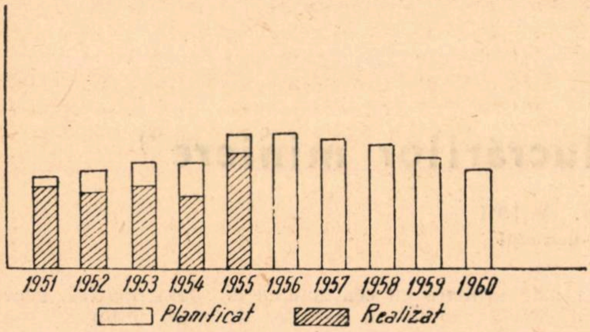


Fig. 2. Volumul de lucrări miniere realizat în primul cincinal și necesar pentru cel de al doilea cincinal în Valea Jiului (prevederi din proiectele de sistematizare).

Dacă pentru același bazin de cărbuni s-ar considera totalul metrajului de săpat defalcat pe genuri de lucrări și anume: deschidere (galerii și puțuri) și pregătire, situația pentru perioada 1951—1960 indicată în fig. 3 ne arată că tocmai în cadrul principalelor lucrări miniere (de deschidere) este necesar de efectuat un efort maxim. In tabela 1 este redat metrajul mediu anual ce a fost și ce trebuie realizat în bazinul de cărbuni al Văii Jiului (pentru cel de al doilea cincinal datele sînt luate din proiectele de sistematizare).

Tabela 1

Metrajul anual de lucrări miniere în cursul primului și celui de-al doilea cincinal pentru Valea Jiului

Felul lucrărilor miniere	Cincinalul I 1951—1955	Cincinalul II 1956—1960
Lucrări miniere de pregătire, m/an	41 600	46 000
Lucrări de deschidere		
— galerii, m/an	13 000	24 000
— puțuri, m/an	657	1 400

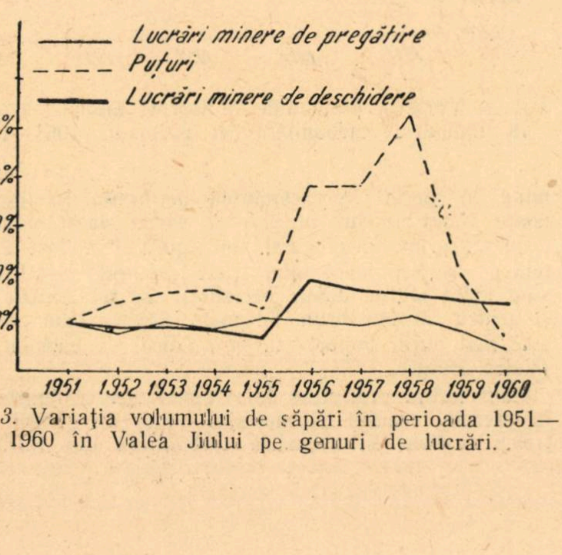


Fig. 3. Variația volumului de săpări în perioada 1951—1960 în Valea Jiului pe genuri de lucrări.

Această situație specifică celui mai important bazin de cărbuni al țării este oarecum similară și pentru celelalte bazine de cărbuni și metalifere din țară. Pe întreaga industrie minieră se resimte avîntul puternic spre mărirea producției anuale și pentru ca dinamica creșterii acesteia să fie asigurată, este necesară o studiere mai amănunțită a investițiilor miniere. Volumul mărit de săpat nu impune numai o mărire a ritmului de realizare a acestui volum, ci și o reducere cît mai pronunțată a prețului de cost. Datele pe care le posedăm ne arată că din punct de vedere al prețului de cost (lei/m³), acesta a crescut în Valea Jiului în perioada 1951—1954 (primul cincinal) cu 70%, ceea ce se datorește și măririi salariilor muncitorilor din industria minieră.

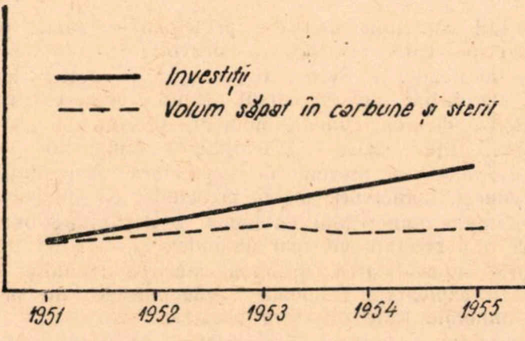


Fig. 4. Variația metrajului anual și a investițiilor în industria carboniferă în cursul primului cincinal.

Din figura 4 rezultă însă și o mărire destul de mare a prețului de cost de săpare deoarece creșterea investițiilor nu este corespunzătoare volumului realizat (de observat însă că în acest volum sînt cuprinse și lucrările de pregătire).

Din punct de vedere al productivității muncii, la săpare se remarcă o scădere a acesteia, scădere pe care nu o putem exprima în cifre decît pentru bazinul Văii Jiului. Astfel la lucrările de pregătire, productivitatea a scăzut de la 1,207 m³/post, la 0,818 m³/post în decursul primului cincinal, iar la sfîrșitul acestuia cifrele medii pe 1955 ale productivității muncii la diferite genuri de lucrări de săpare erau cele din tabela 2.

Tabela 2

Productivitatea muncii la săparea lucrărilor miniere în Valea Jiului (1955)

	Puțuri	Galerii	Plane înclinate	Betonări	Total (inclusiv regie)
m³/post	0,995	1,016	0,619	0,673	0,482

In ce privește modul în care este realizată susținerea, accentul principal s-a pus în cursul primului cincinal tot pe susținerea în lemn, realizîndu-se astfel consumuri de 0,149—0,081 m³ lemn/m³ săpat în Valea Jiului, față de 0,127—0,079 la lignit sau 0,119—0,095 m³ lemn/m³ săpat — cifră medie pe Ministerul Minelor.

Să analizăm mai în amănunt realizările din cursul primului plan cincinal în domeniul investițiilor miniere. In primul rînd datorită reconstruirii minelor vechi și mai ales redeschiderii și deschiderii de noi mine, producția de cărbuni a crescut conform graficului din fig. 5, cu 54,2% (creșterea medie anuală fiind de 37,5%) în timp ce investițiile în industria carboniferă s-au mărit pe cincinal în medie cu circa 333%. Această lipsă de concordanță se datorește în primul rînd faptului că o serie de obiective industriale miniere a căror investiție a fost inițiată în perioada 1951—1956 nu va intra în producție decît în perioada 1956—1960.

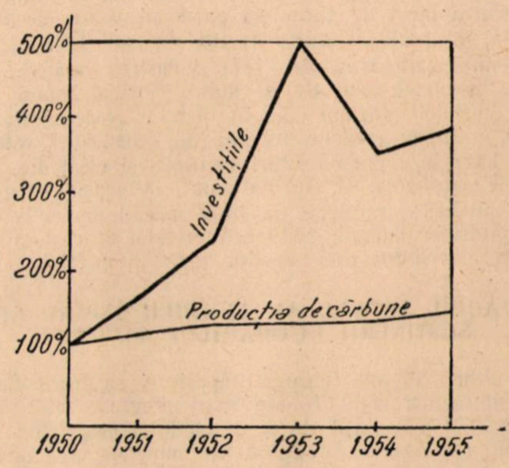


Fig. 5. Variația cheltuielilor de investiții în perioada 1951—1960.

Una din cele mai importante realizări în domeniul săpării lucrărilor miniere, în cursul primului cincinal o constituie mecanizarea în proporție de 100% a operației de perforare în industria carboniferă, în restul industriei miniere rămînînd încă locuri de muncă la care perforarea se execută manual (mai ales la minele ce exploatează substanțe nemetalifere). In aceeași perioadă au fost fabricate în țară perforatoarele CP-19 și CP-23 și de curînd s-a pus în fabricație și perforatorul electric de tip sovietic EBR-19 D. In ce privește manevrarea perforatoarelor, în timp ce în minele metalifere este generalizată folosirea coloanelor pneumatice, în mineritul carbonifer există o opoziție față de acestea.

Mecanizarea încărcării la săparea lucrărilor miniere s-a făcut într-o proporție redusă. Astfel indicele de mecanizare în decursul primului cincinal (în industria carboniferă) a fost de 3,5%. Această rămînere în urmă considerăm că se datorește la două cauze principale și anume:

a) Parcul redus de mașini de încărcat (o idee asupra situației ne putem face din tabela 3).

Tabela 3

Mașini de încărcat în industria carboniferă

	Existente	In funcție (1956)
Bazinul Valea Jiului		
EPM—1	18	12
PML—5	4	2
S—153	1	1
Eimco	1	1
Incărcătoare	10	7
Direcția Generală a Cărbunilor		
EPM—1	8	3
PML—5	3	—
Total . . .	47	24

Rezultă deci că numai 50% din parcul de mașini de încărcat este folosit, cifră care reduce și mai mult numărul de fronturi în care se poate aplica mecanizarea încărcării.

b) Folosirea unor tipuri de mașini necorespunzătoare cu secțiunile și profilele lucrărilor miniere. In general pentru înaintările din minele noastre sînt necesare mașini de gabarit redus.

Tot în domeniul mecanizării încărcării trebuie amintită introducerea greiferelor pneumatice pentru încărcarea rocii la săparea puțurilor. Lipsa unei amănunțite studieri a modului de comportare a acestui aparataj a făcut ca extinderea lor să se facă destul de greoi.

In ce privește transportul, indicele mediu de mecanizare pe industria carboniferă a fost în cursul primului cincinal de 12,5%, cifră care arată că transportul se efectuează mecanizat numai în cazul în care frontul de săpare respectiv se găsește în apropierea unui punct de concentrare a producției. Datorită modului defectuos în care se efectuează transportul, existenței acelei vechi probleme a vagonetelor goale, rezultatele obținute la înaintări sînt destul de reduse, iar productivitatea muncii este foarte redusă.

Ca mecanizare complexă, în decursul primului cincinal s-au introdus 5 mașini de forat suitori, tip L.B.S. a căror folosire nefiind suficient urmărită au fost considerate ca inapte pentru condițiile noastre.

In domeniul alimentării cu energie trebuie de subliniat rămînerea cu mult în urmă a exploatărilor de cărbuni față de cele de minereuri și în special de cele din bazinul Baia Mare unde s-au generalizat locurile de muncă cu presiuni ale aerului comprimat de 4—5 at.

Același lucru se poate spune și despre perforajul umed aproape generalizat în bazinul Baia Mare și inexistent în bazinul Văii Jiului.

Tabela 4

Vitezele medii de săpare realizate în industria carboniferă m/lună

Exploatarea	Lucrări de pregătire		Deschideri
	piatră	cărbune	piatră
Bazinul Văii Jiului (medie)	25,8	32,1	28,7
I.C. Lonea	21,9	29,5	30,3
I.C. Petrila	26,4	30,3	31,5
I.C. Aninoasa	29,4	33,5	32,5
I.C. Vulcan	28,0	36,5	29,7
I.C. Lupeni	23,6	27,4	33,9
I.C. Uricani	31,1	44,8	24,6
Bazinul Banatului			
Anina	22,7	27,6	—
Ponor	15,8	14,2	—
Doman	15,2	—	—
Secul	—	14,0	—
Lupac	—	—	18,6
Cozla	—	—	21,0
I.C. Comănești	18,0	26,0	—
I.C. Sorecani	18,8	31,0	—
I.C. Filipeștii de Pădure	21,0	40,0	—
I.C. Ceptura	42,0	53,5	—
I.C. Căpeni	—	28,8	—

Cea mai mare importanță pentru bunul mers al înaintării o constituie dotația suficientă cu utilaj și cu piese de rezervă. In prezent nu se poate spune că în minele noastre există această dotație suficientă a locurilor de muncă (spre exemplu numărul de perforatoare de la un loc de muncă este egal cu cel în funcţiune; defectarea unui perforator presupune aşteptare pînă la repararea sa).

In acest condiţii s-au realizat în 1955 vitezele medii lunare indicate în tabela 4.

Dacă în ce priveşte cifrele realizate la I.C. Aninoasa. Petrila, Uricani şi Ceptura, ele se înscriu în apropiere de media realizărilor europene, totuşi nu acelaşi lucru se poate spune despre minele din Banat. Considerînd vitezele medii de înaintare de mai sus numai din punct de vedere matematic, abstract al cifrei, apropierea de media europeană ne-ar putea bucura. Nu trebuie însă de uitat că în ce priveşte latura tehnico-economică — a productivităţii — situaţia este mult mai gravă. Acelaşi lucru se poate spune despre săparea puţurilor (ale căror valori sînt cuprinse în tabela 4 în comun cu galeriile), atît din punct de vedere al productivităţii muncii, cît şi al vitezei de săpare.

Ca realizări mai importante, viteze obţinute, trebuie să cităm cea a echipei lui Mustea de la I. C. Lupeni care la o galerie în cărbune a înaintat 130 m/lună lucrînd numai din ciocan de abataj cu o productivitate de 5 m^3/post şi echipa lui Guţă de la aceeaşi exploatare care a realizat la o înaintare în piatră 59 m la profil de 15 m^2 realizînd o productivitate de 2,35 m^3/post.

La I. C. Lupeni şi I. C. Petrila sînt grupe ce realizează în mod continuu înaintări de peste 50 m/lună, iar numărul de grupe de mineri din toată ţara care realizează înaintări de 80—100 m/lună este în continuă creştere.

Nu trebuie să uităm însă că aceste realizări se datoresc în primul rînd calificării superioare a echipelor respective şi mai puţin utilajului, organizării şi îndrumării lor tehnice. Iată dar că acţionînd asupra acestor trei factori realizările nu numai că ar fi mai importante, dar ar căpăta un mai puternic caracter de masă.

Deoarece asupra utilajului s-a discutat în cele de mai sus, vom mai analiza două aspecte ale săpării şi anume: calificarea muncitorilor şi îndrumarea lor. Dintr-un început trebuie să admitem că în privinţa calificării, şi sectoarele de investiţii sînt în aceeaşi situaţie cu cele de producţie şi că ambele suferă de pe urma fluctuaţiilor şi a vechimei mult prea reduse pe baza căreia se obţine calificarea. In această slabă calificare la locul de muncă rezidă una din principalele cauze ale rămînerii în urmă cu productivitatea muncii. In ce priveşte îndrumarea, sectoarele de investiţii nefiind îndrumate de foruri superioare oarecum specializate pînă la nivelul departamentului, nu sînt nici ele în stare să îndrume în mod raţional. Lipsa de preocupare de a organiza pe baze ştiinţifice munca şi nu pe baze anacronice sau de a nu o organiza, lipsa de preocupare în urmărirea ideilor de organizare emise în birou face imposibilă sesizarea defecţiunilor. Este greu de închipuit că în toată ţara, în toate locurile de muncă, rezultatele slabe să se datorească lipsei vagonetelor goale. Atîta timp cît sectoarele de investiţii copiind sectoarele de producţie, se vor preocupa numai de cît s-a obţinut (metri de galerie sau tone de cărbune) şi nu şi de cum s-a obţinut un rezultat, această imposibilitate de înlăturare a deficienţelor va dăinui încă. Trebuie combătută cu vehemenţă ideea că rezultatele slabe se datoresc folosirii unui utilaj învechit, şi trebuie dovedit că rezultatele slabe se datoresc numai unei defectuoase organizări şi a unei mult prea slabe preocupări mai ştiinţifice în tratarea problemelor. Sînt foarte mulţi ingineri care afirmă despre un nou procedeu sau un nou utilaj că nu poate fi aplicat în ţara noastră pe motivul că la noi sînt condiţii cu totul specifice. Aceste afirmaţii, ce nu au în marea majoritate un suport ştiinţific, se datoresc mai mult lipsei de preocupare, a fugii de adevăratele probleme inginereşti, ale închistării în probleme de nivelul maistrului. Prea multă muncă inutilă de birou şi de urmărire formală a producţiei, înlocuieşte munca de organizare, de raţionalizare, de sistematizare, într-un cuvînt, munca creatoare a multora din inginerii mineri. Justificarea lipsei de timp, în parte adevărată, în parte căutată, nu poate fi admisă atît de mult timp.

Sarcinile care stau în faţa industriei miniere din R.P.R. în cursul celui de al doilea cincinal impun mărirea efortului cadrelor de ingineri în vederea descoperirii imenselor rezerve interne ale tehnologiei actuale şi pe baza unei documentări continue şi creatoare, lipsite de duşmănia şi formalismul cosmopolit, organizarea producţiei miniere pe linia măririi productivităţii şi a protecţiei muncii, reducerii preţului de cost şi asigurării îndeplinirii prevederilor planului de stat.

STADIUL ACTUAL AL TEHNICII SĂPĂRII ŞI SUSŢINERII LUCRĂRILOR MINIERE

In ultimii 10 ani tehnica săpării şi susţinerii lucrărilor miniere a făcut foarte mari progrese datorită în primul rînd necesităţii de a deschide şi pregăti cît mai grabnic noi rezerve de substanţe minerale utile atît la exploatările existente sau în reconstrucţie cît şi la noile exploatări. Pe de altă parte trecerea la producţia de pace a impus mărirea efortului în industria minieră considerată ca bază în dezvoltarea industriei grele. Dezvoltarea în cadrul lagărului democratic a cercetărilor în domeniul energiei nucleare, a impus o corespunzătoare dezvoltare a industriei miniere metalifere care avea sarcina de a pune la îndemîna energeticienilor, cît mai curînd, cît mai mult şi cît mai ieftin, minereurile radioactive. Trebuie de subliniat însă, că progresele obţinute în domeniul săpării lucrărilor miniere au fost şi continuă să fie influenţate în mare măsură şi de noile construcţii de hidrocentrale (în special în Suedia).

Desigur că nu toate realizările din domeniul săpării şi susţinerii lucrărilor miniere sînt la fel de importante şi în acest sens merită să subliniem realizările pe care le considerăm ca mai importante şi anume:

— perfecţionarea din punct de vedere tehnologic a utilajului de perforare;

— introducerea pe scară tot mai largă a perforării rotative;

— folosirea pe scară industrială a diferitelor combine de săpare;

— lărgirea gamei de tipuri de maşini de încărcat în vederea adaptării la întreaga diversitate de condiţii de lucru;

— introducerea pe scară industrială a împuşcării cu întîrziere de milisecundă;

— realizarea şi extinderea susţinerii din prefabricate de beton;

— folosirea pe scară foarte largă a susţinerii ancorate.

Pentru o mai justă orientare în problemele de săpare şi susţinere a lucrărilor miniere este necesară o analiză mai amănunţită a tehnologiei moderne aplicate în acest domeniu al mineritului.

A. Tăierea

In ordinea gradului de aplicare, diferitele procedee de tăiere la săparea lucrărilor miniere s-ar ordona după cum urmează: tăierea cu ajutorul explozivilor, tăierea complex mecanizată şi tăierea mixtă (mecanic şi cu explozivi). Deoarece tăierea cu ajutorul explozivilor continuă să predomine, vom analiza în primul rînd problemele legate de acest procedeu de tăiere şi anume: perforarea găurilor de mină (percutant, rotativ, vibrant şi termic) şi folosirea explozivilor, după care vom analiza realizările în cadrul celorlalte procedee de tăiere.

1. *PERFORAREA GĂURILOR DE MINĂ*

Stadiul actual în domeniul perforării găurilor de mină se poate caracteriza prin lupta ce se dă între perforarea percutantă și perforarea rotativă — luptă ce oglindește pe un plan mai redus pe cea dintre ideea folosirii energiei pneumatice și a celei electrice în mină —; prin apariția procedeului vibrant de perforare (cu variantele sale: mecanică și sonică) și prin modernizarea perforării termice.

a — *Perforare percutantă.* Acest procedeu de perforare prevede ca înaintarea uneltei de perforare în gaura de mină să se facă prin lovirea și rotirea succesivă a uneltei pe rocă. In acest mod unealta de perforare, tăișul sfredelului nu efectuează un lucru mecanic efectiv de distrugere decît într-o fracțiune din timpul efectiv de perforare. Cercetări recente arată că deși pentru obținerea unor viteze mai mari de înaintare ar fi indicată folosirea unei puteri mai mari de lovire, totuși această linie este limitată de faptul că pentru fiecare rocă există o adîncime maximă de spargere, ce nu poate fi depășită oricît s-ar mări puterea de lovire peste o anumită valoare critică.

Acumularea de noi date referitoare la procesul de perforare a permis o permanentă modificare a construcției perforatoarelor, deși principiul de funcționare a rămas acelaș. Astfel, din tabela 5, în care sînt redate principalele tipuri de perforatoare existente în prezent, rezultă clar orientarea spre folosirea perforatoarelor ușoare. Din acest punct de vedere sînt cunoscute două așa-numite variante de săpare cunoscute sub denumirile de varianta suedeză și varianta americană. Varianta suedeză concepe ca perforarea găurilor de mină să se efectueze folosind perforatoare ușoare plasate pe coloane telescopice pneumatice, iar varianta americană prevede folosirea perforatoarelor grele montate

Tabela 5

Principalele tipuri de perforatoare percutante

Tipul de perforator	Greutatea perforatorului, kg	Piston		Capacitatea cilindrului, cm³	Lovituri pe minut la presiunea de			Turații pe minut la presiunea de			Consum de aer la 5 art. m³/min
		Diametrul, mm	Cursa mm		4	5 (at)	6	4	5 (at)	6	
U.R.S.S.											
RPM — 17 A	17,5	60	50	—	—	1700	—	—	36	—	1,8
RP — 17	16,2	—	—	—	—	1700	—	—	36	—	1,8
OM — 506	30	65	72	—	1450	1580	1680	—	75	—	2,4
KZM — 4	37	76,2	88,6	—	—	1860	—	—	198	—	3,2
R. D. G.											
BH-16 Rheinmetall	18,5	—	—	—	—	1550	—	—	—	—	1,4
9/090	13,5	60	40	—	—	1800	—	—	—	—	1,2
9/090 SbE. Thällmann	16,7	60	40	—	—	1800	—	—	—	—	1,2
R. F. G.											
Pb h 13 Krupp	11,5	60	40	113	2300	2400	2500	126	132	138	1,25
Pb h 6 Krupp	14,5	60	50	141	1850	1925	2000	138	142	150	1,5
Superham N Krupp	20	78	43	—	—	2600	—	—	—	—	3
HB 60 Demag	15	60	40	113	1900	2200	2450	140	170	200	2
Bergmeister Demag	21	75	30	132	2500	3000	3500	145	175	204	3
LNK 65 Demag	30	65	70	232	1350	1600	1800	100	130	150	2,1
AT-18 Flottmann	16,3	62	55	—	1780	1850	1900	190	224	245	1,5
AZ - 20 ,,	20,5	65	53	—	2080	2150	2200	250	275	300	1,8
BH 60 Premag	16,7	60	52	178	1500	1600	1660	160	170	176	1,8
LBH Mönninghof	17	80	65	—	1670	1720	—	75	84	—	3
SS 60 Hemschedt	16,8	60	55	155	1700	—	—	135	—	—	1,25
B 18 Frölichh und Klupfel	18	62	57	219	1755	1950	2140	200	220	244	1,17
Suedia											
BBD-41WK Atlas Copco	23	75	45	—	—	3000	—	—	—	—	—
BBD-45 WR[1]	35	70	54	—	—	3000	—	—	—	—	3,15
Pvlonia											
WUP-18 p	21	—	—	—	—	300-1300	—	—	—	—	1,9
WUP - 20	22	68	—	—	—	2000	—	—	—	—	1,5
PA -23	23	68	65	—	—	1865	—	—	—	—	2,35
TP - 4	46	76	68	—	—	1700	—	—	—	—	2,7

---

[1] Acest tip este răspîndit în Italia, Franța și Suedia și permite viteze de 600 mm/min în granit tare. Acest perforator servește la efectuarea găurilor pentru susținerea bulonată, precum și la fixarea buloanelor.

pe cărucioare de perforat. De curînd în Canada s-au efectuat o serie de experimentări pentru a se stabili care din cele două variante este mai bună. După cum rezultă din tabelele 6 şi 7, varianta suedeză, cu perforatoare uşoare apare mult mai avantajoasă. În afară de aceasta este semnificativ faptul că nu sînt prea multe înaintările în care să se fi folosit cărucioare de perforare şi perforatoare grele şi în care să se fi obţinut viteze record.

Tabela 6

Comparaţie între variantele de perforare

Factorii de comparaţie	Varianta de perforare	
	Suedeză (perforator uşor + coloană telescopică)	Americană (perforator greu pe cărucior)
Productivitate, t/post	39	19,5
Cheltuieli de exploatare cenţi/tonă	40,2	78

(După Bo Jandal şi Brännfors)

O serie de cercetători leagă greutatea perforatorului folosit nu numai de caracteristicile rocii ci şi de lungimea de gaură realizată. Astfel, E. Bergman dă în ceea ce priveşte corecta alegere a utilajului de perforare percutantă, indicaţiile din tabela 8.

Analizînd datele din tabela 8 rezultă însă o idee foarte justă şi care prevede alegerea tipului de sfredel şi de tăiş în dependenţă de tipul de perforator folosit. Fără a respecta această corelaţie, lucru prezent în unele din minele noastre, se ajunge la ruperi premature de tije de sfredel şi de tăiş datorită unei prea mari solicitări a acestora.

O altă realizare în domeniul perforatoarelor percutante o constituie ideea de a folosi perforatoare cu dispozitivul de percuţie cît mai aproape de fundul găurii acest dispozitiv fiind suspendat în gaură de o tije. Este un gen de „turbobur" în varianta percutantă. Perforatoare de acest gen au fost realizate numai în U.R.S.S. (fig. 6) tipurile BA-100, BES-2 m şi BMK-26 şi PS-20 şi au dat rezultate foarte bune, deşi se folosesc numai pentru găuri de mare diametre. Principiul lor de funcţionare însă ar putea fi dezvoltat în viitor şi pentru găuri de diametru mic. Aceste perforatoare prezintă însă importanţă şi în stadiul actual, dat fiind răspîndirea pe scară tot mai largă a schemei de împuşcare cu găuri de mare diametru.

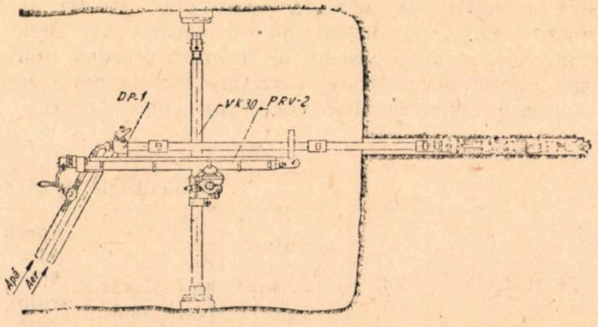


Fig. 6. Perforator sovietic PŞ—20.

Prin cele de mai sus nu rezultă că folosirea perforatoarelor grele ar fi limitată. Ele vor fi folosite, cu exclusivitate, la lucrările de perforare în cazul săpării puţurilor, domeniu în care nu pot fi concurate de alt tip de perforator. În această privinţă părerea este unanimă şi unul dintre cele mai indicate tipuri de perforator pentru astfel de lucrări este cel sovietic: OM-506.

Tabela 7

Comparaţie între folosirea perforatoarelor uşoare şi grele la înaintări

Metri de gaură perforaţi pe oră	Rocă tare		Rocă semitare		Rocă moale	
	pe perforator	pe om	pe perforator	pe om	pe perforator	pe om
Atlas Copco RH 656	9,7	9,7	12,1	12,1	14,8	14,8
Perforator greu	5,7	2,85	8,1	4,05	15,0	7,5
Raport % $\frac{\text{perforator uşor}}{\text{perforator greu}}$	170	340	150	300	99	198

Tabela 8

Stabilirea domeniului de folosire a diferitelor tipuri de perforatoare

Tipul de perforator	Tipul de rocă	Tăria rocii (după Mohs)	Diametru (mm)		Lungimea maximă a găurii de mină, m
			sfredel mm	tăiş mm	
Uşor	Oricare	3—5	18	38	2,5
Mediu	Oricare	3—7	22	42	3,0
Greu	Oricare	3—9	peste 22	peste 42	4,0

(după E. Bergmann)

Trebuie subliniată însă necesitatea de a avea în frontul de săpare, în cazul folosirii perforării percutante, o presiune a aerului comprimat de minimum 4 at. Sub această presiune nu se poate discuta de o folosire tehnică raţională a perforatoarelor percutante pneumatice.

O realizare recentă, în domeniul forării şi nu al perforării percutante dar care ar putea influenţa şi acest domeniu, o constituie studiile prezentate în cadrul expoziţiei de utilaj minier de la San Francisco din anul 1954. Aceste studii, întreprinse de circa 40 uzine constructoare, arată că perforarea percutantă de mare frecvenţă — circa 300 cicluri de lovire pe secundă este foarte promiţătoare. La prototipul de sondeză realizat pe acest principiu, loviturile nu sînt realizate pe cale pneumatică ci pe cale electromagnetică. Analizînd aceste studii reiese că aplicarea perforării de mare frecvenţă este o problemă a viitorului apropiat, dar în fond această variantă a perforării percutante, datorită frecvenţei mari de lovire, poate fi considerată ca făcînd parte mai mult din domeniul perforării vibrante.

Tabela 9

Tipurile de oţeluri de sfredel

Conţinuturi şi caracteristice mecanice	Oţel carbon SAE 1 020	Oţel aliat Cr—Mo	Oţel aliat Ni—Cr—Mo
C	0,77 —0,88	0,96	0,47 —0,41
Si	0,19 —0,18	0,36	0,26 —0,27
Mn	0,27 —0,20	0,34	0,66 —0,56
P	0,017—0,018	0,020	0,026
S	0,025—0,016	0,030	0,020—0,035
Cr	0,10	1,25	0,37 —2,35
Ni	urme	urme	2,93 —2,95
Mo	urme	0,23	0,21 —0,25
Rezistenţa la rupere, kg/mm²	92—96	142	118—108
Duritate Brinell	244—250	379	302—321
Modulul de elasticitate, kg/mm²	20 800-21 000	18 700	19 700-21 000

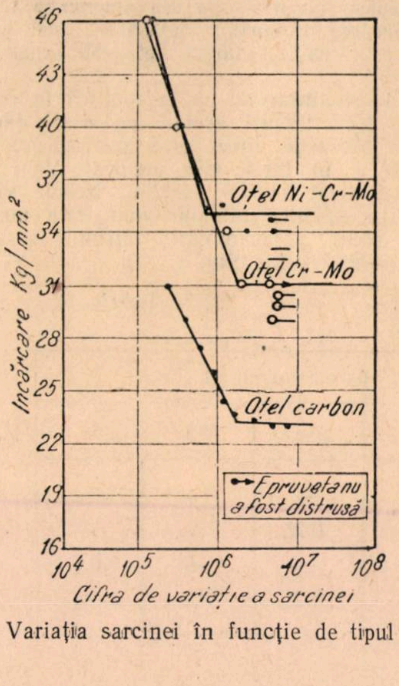


Fig. 7. Variaţia sarcinei în funcţie de tipul de oţel.

In perioada de timp analizată s-au efectuat numeroase studii şi cercetări în vederea îmbunătăţirii perforării percutante, considerînd latura tehnologică a problemei.

In Austria s-au efectuat studii foarte amănunţite asupra oţelului de sfredel. Pentru experimentări s-au folosit oţeluri cu caracteristicile din tabela 9.

In fig. 7 se poate vedea modul în care a variat sarcina constantă de încovoiere la cele trei tipuri de oţeluri de mai sus. Cercetările au mai arătat de asemenea că nu există o limită a rezistenţei la coroziune în cazul în care sfredelul este supus la solicitări simultane de încovoiere. Solicitări peste măsură de mari ale tijei şi care depăşesc cu mult limita admisibilă de calcul, apar în cazul folosirii tăişurilor detaşabile şi aceasta datorită modului defectuos în care se face transmiterea energiei de la tijă la tăiş.

Datorită încovoierii la care este supusă tija sfredelului, pentru a se evita efectul intrării tijei în rezonanţă, între frecvenţa loviturilor şi lungimea tijei sfredelului trebuie să existe o anumită dependenţă, ceea ce ar impune folosirea pentru executarea găurilor de mare lungime a unor perforatoare cu diferite frecvenţe de lovire (fig. 8). Acest lucru poate fi însă înlăturat printr-o judicioasă alegere a materialului din care se confecţionează sfredelul.

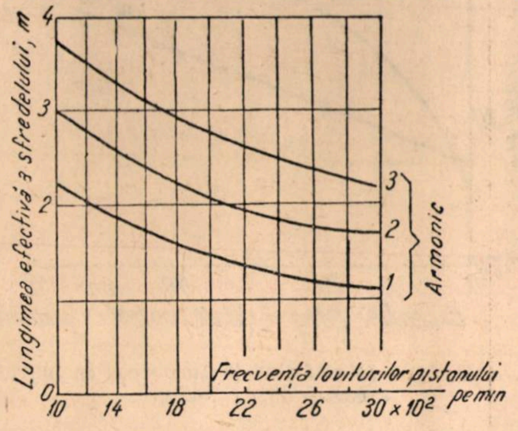


Fig. 8. Variaţia frecvenţei loviturilor în funcţie de lungimea tijei sfredelului

Interesantă este variaţia mărimii diferitelor solicitări la care este supus sfredelul în lungul tijei sfredelului. Din fig. 9 se poate vedea că atît solicitările de compresiune şi întindere cît şi cea de încovoiere, prezintă un maxim în apropierea cozii sfredelului şi că deci dimensionarea sfredelului ar trebui să se facă ţinîndu-se seama de acest lucru şi de faptul că în realitate cele trei solicitări sînt simultane. Variaţia solicitărilor indicată în fig. 9 ne permite să opiniăm asupra rea-

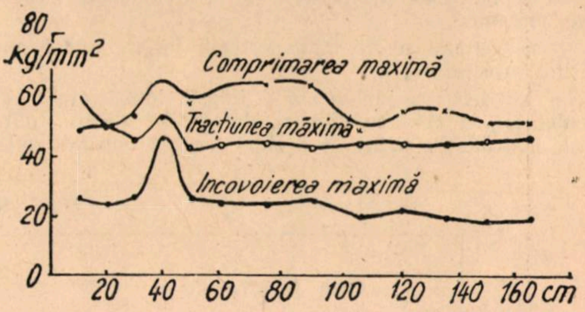


Fig. 9. Variaţia solicitărilor de compresiune, întindere şi încovoiere în lungul tijei sfredelului.

lizării unui sfredel de secțiune variabilă. In ultimul timp se folosește tot mai mult, în locul gulerului forjat, gulerul demontabil de cauciuc care înlătură ruperea sfredelului la cap.

Pentru o funcționare cît mai perfectă și o durată de serviciu cît mai mare, prezintă importanță coaxialitatea loviturii pistonului în tot lungul tijei sfredelului. Incărcarea excentrică a oțelului din tijă, duce la puncte de concentrare de tensiuni care produc o oboseală prematură a materialului. In fig. 10 se poate vedea clar cum variază solicitarea la încovoiere a unui sfredel în funcție de excentricitatea între axa de lovire și axa de deplasare a centrului de greutate al pistonului. Și de această dată se poate observa că valorile maxime ale acestor solicitări apar în apropierea gulerului sfredelului.

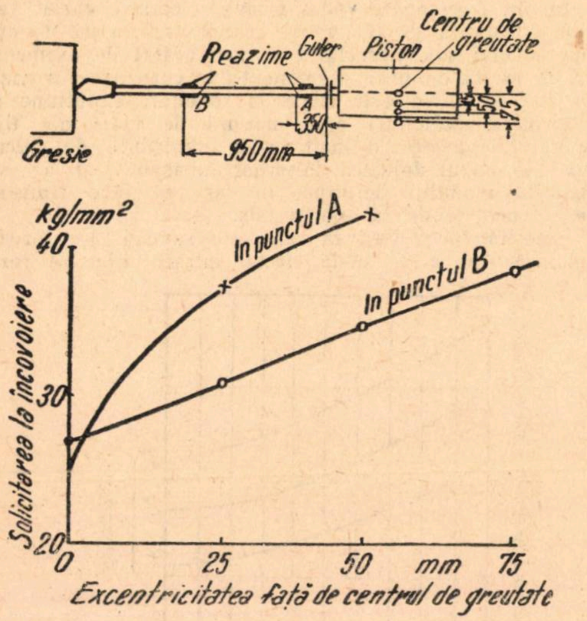


Fig. 10. Variația solicitărilor la încovoiere în funcție de excentricitatea loviturii.

Din analiza, mai detaliată, efectuată mai sus rezultă că oțelul de sfredel trebuie ales așa fel încît:

— să posede o mare rezistență de rupere la încovoiere;

— să posede o mare rezistență la rupere;

— să fie ușor prelucrabil prin tratamente termice sau mecanice;

— să permită o cît mai perfectă forjare a extremităților sfredelului;

La sfredelele monobloc s-a folosit inițial oțelul de scule, iar la cele cu tăișuri detașabile, oțeluri aliate. Cele mai folosite tipuri de oțeluri sînt cele din tabela 10.

Tratamentul termic al oțelului de sfredel prezintă tot atît de mare importanță ca și corecta alegere a tipului de oțel. Tratamentul termic incorect al cozii sfredelului permite formarea unei suprafețe moi de tranziție și noduri metalurgice între porțiunile tratate și cele netratate. Studii recente întreprinse în Canada în acest domeniu arată că în primul rînd printr-un control mai atent al tratamentului termic se mărește durata de serviciu a sfredelului de circa 4 ori. Unele întreprinderi recomandă în aceeași direcție o carburare superficială a sfredelului combinată cu o batere a tijei.

O ideie cu totul nouă a apărut în ce privește tratamentul mecanic al tijei sfredelului. Bazîndu-se pe faptul că în oțel unda de compresiune se deplasează cu viteza sunetului (350 m/s) T. W. Wlodek a stabilit o metodă de creare de tensiuni superficiale favorabile în sfredel. Aceste tensiuni se obțin prin precomprimarea tijei pe toate fețele secțiunii hexagonale și prin laminarea între două rulouri dințate obținîndu-se o serie de adîncituri pe fețele sfredelului, orientate invers de la o față la alta. Alternanța de zone deformate și intacte va da rezultate mai bune decît aplicarea unei deformări uniform repartizate. Prin tratarea în acest mod a unui oțel aliat cu Ni-Cr-Mo, durata sa de serviciu trece de la 400 000 la 2 600 000 cicluri. Rezultate asemănătoare au comunicat și o serie de întreprinderi miniere din Canada.

Rezultă deci că în acest domeniu al tratamentului oțelului de sfredel, nu trebuie să se tindă spre realizarea și folosirea unui superoțel, a unui tratament termic infailibil sau a unui profil perfect ci va trebui să se meargă mai întîi pe calea îmbunătățirii unor detalii în acest domeniu.

Pînă în prezent nu sîntem în posesia unor date asupra metalurgiei oțelului sfredelelor Coromant, larg folosite în ultimul timp în occident. Aceste sfredele monobloc au o secțiune plată (hexagon neregulat) și sînt flexibile permițînd forarea unei găuri de 5—10 m cu ajutorul unui singur sfredel ceea ce impune funcționarea sfredelului cu o curbură destul de pronunțată pe porțiunea dinspre perforator. De asemenea tot Sandiwk Coromant a realizat sfredele circulare prelungibile. Aceste sfredele au diametrul de 30 mm și un orificiu central mare (15 mm diametru).

Tăișurile detașabile a căror realizare a fost inițiată de suedezi și de germani, au căpătat în urma celui de al doilea război mondial o extindere uimitoare. Semnificativ este faptul că industria minieră europeană a depășit cu mult pe cea americană în ceea ce privește folosirea tăișurilor detașabile, mai ales după 1944 cînd este realizat tăișul detașabil armat cu aliaj dur.

Trebuie de subliniat de la început că în prezent nu se folosesc decît tăișuri armate cu aliaje dure pentru orice rocă. Această idee este generalizată atît în U.R.S.S. cît și în țările din occident. Vom considera că asupra justeței acestei idei nu trebuie să se mai discute și în privința tăișului vom trata numai două probleme: aceea a asamblării tăișului la sfredel și aceea a geometriei tăișului.

Tabela 10

Oțeluri aliate pentru sfredele

Oțel de sfredele	Conținut procentual					
	C	Si	Cr	Mo	Ni	V
Oțel carbon moale	0,8	—	—	—	—	—
Oțel aliat Cr—Mo	1,0	—	1,0	0,25	M	—
Oțel aliat Si—Cr—V	0,4	1,0	1,0	—	—	0,1
Oțel aliat Ni—Cr—Mo	0,3	—	0,5	0,25	3,0	—

In privinţa tipului de tăiş — monobloc sau detaşabil — majoritatea specialiştilor sînt pentru tăişurile detaşabile dar pentru găuri scurte şi perforatoare uşoare, tipul monobloc are şanse să se impună. Realizarea tăişului monobloc Coromant Sandwik cu sfredel flexibil accentuiază şi mai mult această controversă deoarece această soluţie prinde tot mai mult teren. O serie de exploatări miniere din Canada arată că tăişul monobloc de tip Coromant permite obţinerea unor viteze mai mari de perforare şi un cost de perforare mai redus.

In privinţa tăişurilor detaşabile, ideile se precizează prin înlocuirea tot mai frecventă a îmbinării cu filet prin îmbinarea cu cep conic (conicitatea optimă fiind considerată circa de 1/12) aceasta permiţînd o mai bună transmitere a energiei şi o mai lungă durată de serviciu. In privinţa transmiterii energiei, cercetările întreprinse în Germania au arătat că tăişurile detaşabile cauzează o scădere a capacităţii de transmitere a acestei energii de 20% şi că în cazul în care (pe motive de refolosire a oţelului de sfredel) se folosesc şi cepuri detaşabile, această capacitate se reduce cu pînă la 70% faţă de cazul tăişurilor monobloc.

In ce priveşte geometria tăişului, se poate observa tendinţa de folosire pe o scară tot mai largă a tăişului în daltă simplă (cu variantele sale). Tipul Coromant realizează acest tăiş în exclusivitate. Ca variantă cităm tăişul cu o daltă continuă (R.D.G.) şi două segmente de daltă laterale la 60° respectiv 120° faţă de lama continuă. O soluţie în ce priveşte tăişul de uzură egală a fost dată în R.F.G. prin realizarea unui tăiş în daltă cu zone de îngroşare în trepte şi cu orificii laterale. O altă variantă prevede folosirea unui singur orificiu lateral de spălare ce ar permite datorită profilului canalului de degajare a detritusului o spălare mai efectivă. La tăişurile în cruce s-a trecut de la tipul robust la folosirea de tipuri mai evazate. Cele patru lame sînt despărţite între ele de spaţii libere pentru a uşura evacuarea detritusului spălat de apa ce vine printr-un orificiu central. Altă soluţie prevede plasarea a patru orificii de spălare în locaşurile dintre cele patru lame. Totuşi alegerea tipului de tăiş în ce priveşte geometria sa rămîne încă o problemă, ce nu poate fi rezolvată decît pentru fiecare tip de rocă în parte prin experimentări comparative.

b — *Perforarea rotativă*. Principiul acestei perforări constă în dezagregarea rocii prin roadere sau prin aşchiere. Tăişul împins cu o forţă suficientă în rocă aşa fel încît să depăşească rezistenţa la compresiune a rocii, pătrunde în aceasta fiind simultan antrenat într-o rotaţie constantă efectuată la un cuplu destul de mare. Efectul de mărunţire este foarte bun datorită faptului că tăişul găseşte prin pătrunderea tangenţială în rocă o suprafaţă liberă care uşurează acţiunea de forfecare. Mărunţirea rocii se face în cea mai mare parte prin efectul de forfecare şi mai puţin prin efectul de roadere. Datorită înaintării automate tăişul rămîne în permanenţă în acţiune sub o împingere constantă, descriind o curbă helicoidală şi atacînd roca din fundul găurii întotdeauna pe o înălţime egală cu pasul acestei curbe. Rezultă că prima şi cea mai importantă deosebire între perforarea rotativă şi cea percutantă este această acţiune continuă a tăişului în cazul perforării rotative.

In ceea ce priveşte reducerea uzurii, aceasta se poate obţine numai prin realizarea unei forţe de forfecare capabile, ce dirijată o anumită perioadă de timp în direcţia de atac a tăişului, să anihileze forţele de coeziune ale rocii. Cu cît o rocă este mai tenace, cu atît pentru o împingere şi un pas al curbei helicoidale date este nevoie de o durată de timp mai mare. Rezultă deci că pentru fiecare rocă există o viteză optimă de rotaţie, ce permite nu numai o viteză optimă de perforare ci şi o uzură minimă. Se impune deci necesitatea unui dispozitiv automat de reglare a vitezei de rotaţie în funcţie de natura rocii.

Pentru ca perforarea rotativă să fie aplicată la roci extrem de tari, ar trebui ca forţa de împingere a tăişului pe rocă să poată depăşi rezistenţa la compresiune a rocii respective. Acest lucru valabil din punct de vedere teoretic, nu poate fi realizat practic deoarece forţa de împingere este limitată în prezent de dimensiunile şi rezistenţa maximă a sfredelului ca şi de geometria şi calitatea aliajului dur cu care este armat tăişul.

Perforarea rotativă a fost aplicată cu succes încă de la sfîrşitul secolului XIX cînd s-a săpat tunelul Simplon cu o viteză de 6 m/zi, pe circa 20 km realizîndu-se perforarea rotativă chiar în roci tari ca granitul şi gneisul. De atunci şi pînă în prezent nu se poate spune că s-au făcut progrese prea mari pe acest tărîm. Principala cauză care a împiedicat dezvoltarea pe larg a perforării rotative o constituie necesitatea unei mari forţe de împingere ce nu putea fi realizată decît prin intermediul cărucioarelor de perforare.

Interesul tot mai mare care se acordă perforării rotative este legat în primul rînd de tendinţa de totală electrificare a minelor. Tot mai mult se dovedeşte că energia pneumatică constituie un balast pentru dezvoltarea minelor şi ca atare se caută înlocuirea ei prin energie electrică în toate domeniile. Cercetările întreprinse în această direcţie au dovedit însă că perforarea rotativă este capabilă şi de performanţe mai importante decît perforarea percutantă. In special perforatoarele rotative de tip uşor concurează cu perforatoarele percutante în cazul rocilor din seriile purtătoare de cărbuni, ce se caracterizează printr-o tărie medie şi sub medie.

In ce priveşte utilajul de perforare, numai în U.R.S.S. există 6 tipuri uşoare cu greutăţi de 14,6—21,5 kg, puteri de 0,9—1,2 kW funcţionînd la tensiuni de 127/220 V şi cu turaţii de 330/500 rot/minut şi 4 tipuri de perforatoare rotative grele ce funcţionează pe coloane, cu greutăţi de 60—120 kg; putere 2,5—3,0 kW şi turaţii reglabile de 50—520 rot/minut. Demn de amintit este tipul PEB-2 în greutate de 136 kg şi cu putere de 4,5 kW la turaţii de 415/610/1000 rot/minut, tip destinat perforării rotative în roci tari.

Perforatoare rotative de construcţie bună sînt cele realizate în Anglia în special de firma „Victor". Greutatea lor fiind de 15 şi 17,7 kg, cele mai uşoare corespunzînd frecvenţelor de alimentare cele mai ridicate. Puterea lor este de 1—1,5 CP motoarele în colivie fiind alimentate la 125 V, şi frecvenţă de 50 Hz. Unele tipuri sînt alimentate la frecvenţa de 150 Hz alimentare ce prezintă avantajul unui raport putere/greutate mai mare, viteză mai constantă în caz de suprasarcină dar care necesită un transformator de frecvenţă (circa 2,5 kVA).

Dintre tipurile germane tipul Siemens-Schuckert E-47 existent în două modele ce diferă prin reductorul simplu şi dublu, prezintă turaţii de 720 rot/min respectiv 180—280—320—430—500—600 rot/min. Greutatea lor este de 15,9 şi 16,8 kg putînd fi alimentate la 125 V cu frecvenţe de 25—50—60 sau 150 Hz.

Perforatorul american Hicycle este alimentat tot la 150 Hz şi prezintă viteze de 440 şi 680 rot/minut.

Avantajele perforării rotative ca sistem de perforare propriu-zis au făcut ca unii constructori să se orienteze spre perforatoarele rotative dar acţionate pneumatic.

Aceste perforatoare sînt mai robuste, mai uşoare şi mai simple decît perforatoarele electrice. Dintre aceste tipuri cităm tipul Tool (14 kg, 325—850 rot/minut), tipul Armstrong Whitworth (9,8 kg, 420 rot/minut) şi tipul sovietic.

Pentru perforarea rotativă în roci mai tari a fost necesară construirea unor tipuri de mare putere ce sînt montate pe cărucioare de perforare. Tipul Hardypick are o putere de 5 CP, iar tipul Haussherr are o putere de 7 CP permiţînd realizarea unor împingeri de 5 t ce a făcut posibilă perforarea unei gresii tari cu viteze de 1—1,5 rot/minut. De asemenea tipul Nüsse şi

Gräfer similar precedentului, permite perforarea unor găuri de mină de 4 m lungime.

Dintre tipurile mai recente trebuie amintit perforatorul rotativ Meudon, de construcţie franceză, ce permite 570 rot/minut şi împingeri de pînă la 720 kg cu un consum de aer comprimat de 5,4 m^3/minut. Acest perforator a realizat într-un minereu silicios înaintări de pînă la 3 m/minut.

Tot pentru roci tari este demn de remarcat perforatorul de construcţie cehoslovacă tip E-158 de 82 kg, care a realizat în minereu de mangan cu rezistenţa la compresiune de 2 200—2 500 kg/cm^2, o viteză de perforare de 9,5 cm/min, faţă de 5,7 cm/min realizat la perforarea percutantă la un consum de 0,127 kWh/m, faţă de 3 kW/m la perforarea percutantă.

O linie cu totul nouă în perforarea rotativă o constituie încercările întreprinse în S.U.A. cu sfredele canelate şi cele din Suedia de realizare a unei perforări rotative la viteze foarte mari respectiv turaţii de 20 000 rot/minut. Pînă în prezent nu se cunosc rezultatele concludente ale acestor încercări.

Una din cele mai importante probleme puse de perforarea rotativă a rocilor din ce în ce mai tari este cea a împingerii necesare tăişului sfredelului pe fundul găurii de mină. Perforarea rotativă se poate realiza în prezent fie cu înaintare cu o viteză constantă, fie cu înaintare cu presiune constantă, acest din urmă sistem fiind considerat ca favorabil în urma unor încercări recente. După părerea unor cercetători francezi ceea ce condiţionează cel mai mult viteza de înaintare în cazul perforării rotative, este cuplul şi împingerea. Dacă împingeri de ordinul a circa 600 kg ar fi suficiente, cuplurí de sub 10 kgm par a fi necorespunzătoare. Pe măsură ce viteza de rotaţie scade, este necesară o forţă de împingere din ce în ce mai mică ceea ce dovedeşte că eficacitatea împingerii este mult mai mare la turaţii mai reduse. In plus rezultă că marile viteze de rotaţie nu vor prezenta un efect favorabil decît atunci cînd în paralel se poate mări şi împingerea. Datorită măririi vitezei de perforare, chiar prin folosirea unor perforatoare rotative de mare putere, consumul specific de energie pe metrul de gaură de mină este mai redus decît în cazul perforării percutante.

Aplicarea cu succes a perforării rotative în roci mai tari, pare a fi limitată de rezistenţa tăişului cu carbură de tungsten la lovire şi uzură. Din nefericire aceste două proprietăţi mecanice nu sînt complimentare: mărirea rezistenţei de impact reduce, în general, rezistenţa la uzură. In cazul folosirii tăişurilor armate cu aliaje dure ar mai fi posibilă şi apariţia unei oboseli a aliajului dur în cazul solicitărilor oscilante, dar în prezent nu este studiată rezistenţa la oboseală a carburilor metalice. Momentul şi viteza de rotaţie optimă variază nu numai cu tipul de rocă ci şi cu tipul de tăiş fiind mai mare la tăişurile scurte şi rigide cu mai multe lame decît la tăişul tip cu două lame. Prin modificarea geometriei tăişului se vor obţine rezultate bune în ce priveşte introducerea perforării rotative în roci tari şi omogene şi chiar în cele neomogene. Perforarea rotativă va rămîne încă mult timp inaplicabilă în rocile de tărie moderată dar foarte abrazive.

In concluzie se poate admite că stadiul actual al cunoştinţelor în domeniul perforării rotative permite generalizarea acestui procedeu pentru rocile moi din formaţiile cu cărbuni urmînd ca pentru rocile tari să fie iniţiate cercetări ce se anunţă destul de vaste.

c. *Perforarea vibrantă.* Perforarea cu ajutorul vibraţiilor poate fi realizată în două feluri: pe cale mecanică şi pe cale sonică. Prima este în stadiul de introducere pe scară industrială, iar cea de a doua constituie subiectul unor cercetări foarte recente.

In scopul creiării unui procedeu mai eficace de perforare în roci tari, s-a încercat ca folosind perforatoarele rotative obişnuite să se transmită vibraţii de mare frecvenţă sfredelului. Primele încercări nu au dat rezultate dar ulterior s-a trecut la imprimarea unor efecte de percuţie corespunzătoare celor realizate de un perforator percutant de greutate medie. In acest mod a apărut procedeul de perforare denumit rotativ-percutant, vibrant, vibro-rotativ sau rotativ-pulsant. Se pare că ideea unui astfel de procedeu de perforare ar fi fost emisă în Anglia în 1922, dar ea a fost reluată şi realizată în 1950 de Jahn în Germania, care şi-a pus problema măririi vitezei de perforare în rocile tari din Ruhr. Contribuţii importante la realizarea acestui procedeu se datoresc şi lui Patzold (Franţa) şi Inett (Anglia).

Datorită suprapunerii rotaţiei sub o împingere mare şi a percuţiilor, unealta de perforare execută următoarele mişcări: în urma unei percuţii, tăişul pătrunde în rocă şi formează o adîncitură radială. Deoarece rotaţia are loc chiar în timpul pătrunderii tăişului, porţiunea de rocă ce se găseşte deoparte şi de alta a adînciturii este forfecată sub împingere laterală mare. Rotaţia tăişului fiind continuă, adîncitura obţinută la perforarea rotativ percutantă este sensibil mai largă decît cea obţinută la perforarea percutantă. In urma detaşării rocii în sensul de rotire a tăişului, acesta este eliberat ca urmare, pe de o parte a reculului provenind din elasticitatea sfredelului, iar pe de altă parte rezistenţei rocii la forfecare laterală, pînă ce tăişul este supus următoarei percuţii ce-l face să pătrundă din nou pe fundul găurii de mină. Faţă de perforarea percutantă, mărunţirea rocii în perforarea rotativ percutantă este mai uniformă datorită împingerii şi rotaţiei continue. In afară de aceasta influenţa forţei de împingere, deşi mai mare, are urmări negative mai reduse în cazul perforării vibrante decît în cazul perforării percutante unde sfredelul se poate înţepeni reducînd astfel înaintarea. In cazul perforării vibrante, aplicarea unei forţe de împingere mai mari are ca unic rezultat uzura ceva mai rapidă a tăişului fără a reduce prin aceasta prea mult viteza de înaintare. Faţă de perforarea rotativă prezintă avantajul unei uzuri mai reduse datorită faptului că printr-o suficientă frecvenţă a percuţiilor se evită măcinarea pe fundul găurii.

Dacă uzura tăişului nu trebuie să depăşească o anumită limită, unghiul de rotaţie nu va trebui să să fie mai mare decît valoarea care permite lamei tăişului de a sări, după detaşarea porţiunii de rocă de la adîncitura precedentă la nivelul iniţial al fundului găurii de mină pentru a realiza o nouă adîncitură. Deoarece nu se cunoaşte încă modul în care se efectuează mărunţirea, în cazul perforării vibrante, nu se pot formula cerinţe precise constructorilor de perforatoare ce lucrează pe acest principiu. Unii susţin ca justă folosirea pentru rocile puţin tari a unor unghiuri mai mari de rotaţie decît pentru rocile tari, deci o mărire a vitezei de rotaţie menţinînd aceeaşi frecvenţă a percuţiilor.

Totuşi pînă în prezent nu s-a găsit soluţia pentru o variaţie progresivă a vitezei de rotaţie şi în prezent se folosesc construcţii cu mai multe viteze de rotaţie. Prin alegerea unor unghiuri de rotaţie mai mari se măreşte fără îndoială proporţia de detritus provenit datorită rotaţiei, dar menţinînd aceeaşi forţă de percuţie se obţin adîncimi mai mari, ceea ce produce un mai mare volum de rocă detaşată între două adîncituri succesive. Prin mărirea vitezei de rotaţie apare pericolul ca porţiunea de rocă dintre două adîncituri succesive să nu fie forfecată şi deci complet detaşată şi totodată ca datorită măcinării, uzura tăişurilor să crească foarte mult.

Primele încercări ale perforării vibrante au permis obţinerea unor performanţe superioare: un cărucior cu un perforator vibrant înlocuieşte patru perforatoare percutante realizînd o mărire a vitezei de perforare, şi a productivităţii muncii la un consum egal de apă şi aer comprimat. Totodată uzura tăişului în roci tari este mult mai redusă şi acelaşi lucru se poate spune şi despre tijele de sfredel datorită rotaţiei constante care reduce vibraţiile. Caracteristicile unui perforator vibrant ar fi următoarele: presiunea necesară a aerului comprimat 3,5—8,4 kg/cm², puterea celor două motoare: de rotaţie şi împingere şi de percuţie: 5,6—10 CP, împingerea 600—1 300 kg, frecvenţa percuţiilor 1 000—3 000 pe minut; viteza de rotaţie 50—250 rot/minut; viteza de perforare: 30—120 cm/min; lucrul mecanic al unei lovituri: 1,65—4,5 kg m; numărul de percuţii la o rotaţie completă a tăişului: 20—120 distanţa de împingere 2,4—3,5 m. Greutatea (montată pe cărucior de perforare) 4 000 kg şi consumul de aer comprimat pentru ambele motoare circa 11 m³/min.

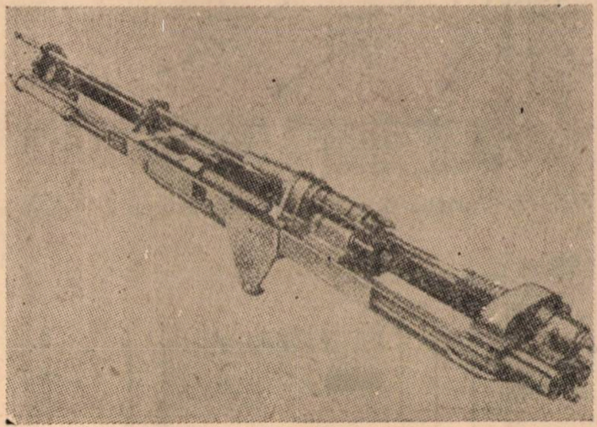


Fig. 11. Perforator vibrant montat pe afet.

În fig. 11 este reprezentat un astfel de perforator montat pe sania de împingere şi pe cărucior. După cum rezultă din cele de mai sus perforatorul vibrant deşi întruneşte o serie de mari calităţi, prezintă un mare neajuns şi anume greutatea sa mult prea mare.

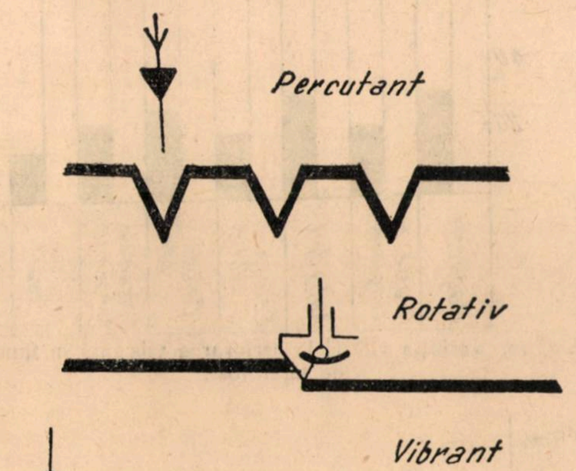


Fig. 12. Acţiunea tăişului în diferitele sisteme de perforare

În fig. 12 este arătat schematic modul de lucru al tăişului pe fundul găurii de mină în diferitele procedee de perforare iar în fig. 13 influenţa pe care o are asupra diferitelor procedee de perforare forţa de împingere.

La Essen în 1954 s-au prezentat perforatoare vibrante de construcţie îmbunătăţită. Astfel s-a menţinut o singură viteză de rotaţie şi s-a mărit frecvenţa loviturilor. Puterea motoarelor de rotaţie şi împingere a fost armonizată aşa fel încît chiar la presiuni ale aerului comprimat de 4 kg/cm² forţa de împingere să fie suficientă. Pentru găuri de mină cu diametru de peste 40 mm se folosesc frecvenţe de 5 500—6 000 lovituri/minut. Cercetările au ajuns la concluzia că pentru reducerea uzurii va trebui ca detaşarea rocii să se facă în primul rînd pe contul percuţiilor, împingerea servind numai pentru a menţine contactul dintre sfredel şi fundul găurii de mină şi pentru a reduce efectul de recul. Pentru rezolvarea acestei probleme, Hausherr a construit perforatorul vibrant la care percuţiile sînt realizate de un sistem de două pistoane ce funcţionează alternativ.

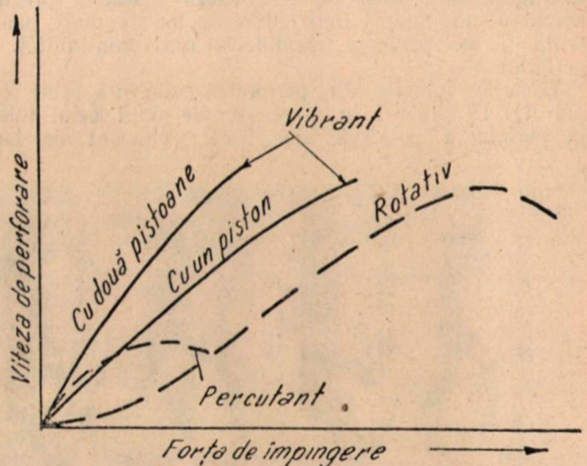


Fig. 13. Influenţa forţei de împingere asupra vitezei de avansare la diferitele sisteme de perforare.

La această nouă construcţie, motorul percutant nu este plasat în spatele celui de rotaţie ci în partea anterioară, ceea ce permite revenirea la motorul unic. Percuţiile se transmit direct tijei sfredelului, iar împingerea se reglează automat cu viteze de înaintare de 2,7—6 m/min, valoarea maximă ajungînd la 1,5 t cifră ce pare suficientă pentru toate tipurile de roci

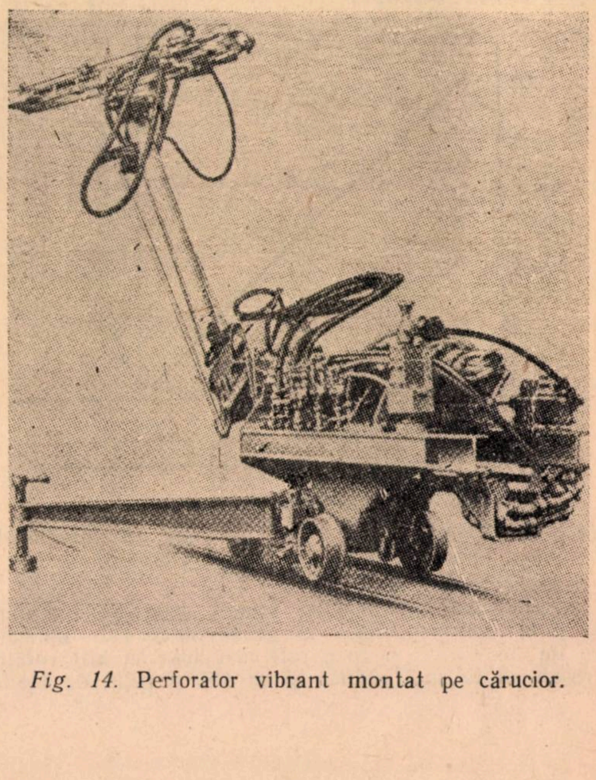


Fig. 14. Perforator vibrant montat pe cărucior.

cunoscute. Reglarea împingerii se face prin variaţia acesteia invers proporţional cu viteza de înaintare. S-a căutat să se folosească acele valori ale forţei de împingere care deşi nu dau viteza maximă, prezintă avantajul unei uzuri mai reduse, factor de mare importanţă în ce priveşte menţinerea unei continuităţi în perforare.

Tăişurile folosite în perforarea vibrantă sînt cele din fig. 15: tăişul în mare este de tipul celui folosit la perforarea rotativă, dar fiecare element de lamă este realizat ca un tăiş percutant. Cercetările întreprinse în privinţa tăişului au arătat că cu cît roca este mai puţin tare cu atît deschiderea dintre braţele tăişului se poate mări (ceea ce revine la a considera că în roci de tărie mai redusă perforarea vibrantă trece în perforare rotativă).

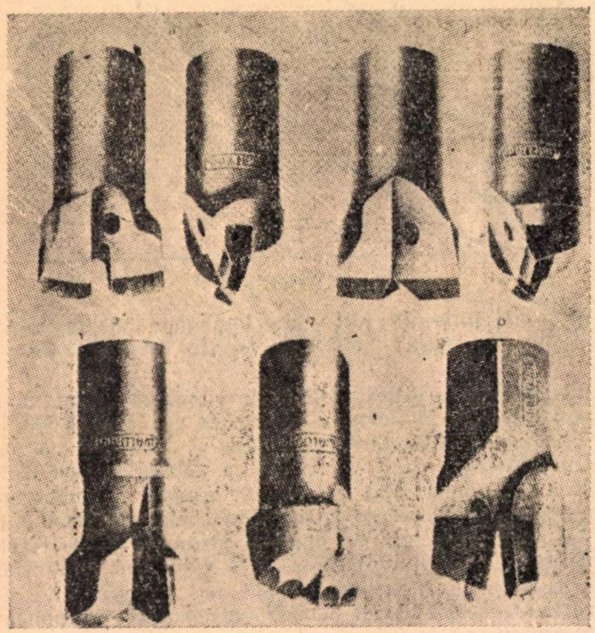


Fig. 15. Tipuri de tăişuri folosite la perforarea vibrantă.

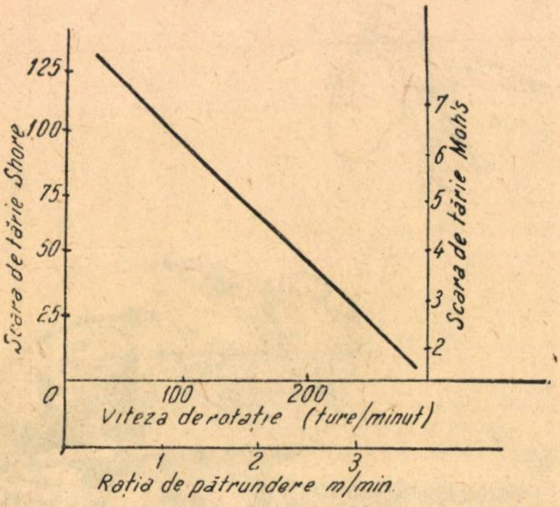


Fig. 16. Variaţia vitezei de perforare în funcţie de tăria rocei la perforarea vibrantă.

Relaţia dintre viteza de rotaţie, raţia de înaintare şi tăria rocii exprimată în grade Shore este indicată în fig. 16. Cu cît o rocă este mai dură cu atît rotaţia trebuie să fie mai redusă şi cu atît şi raţia de înaintare este mai mică. O comparaţie între cele trei procedeee de perforare este redată în fig. 17, din care rezultă că perforarea vibrantă prezintă nu numai viteze superioare celorlalte două procedee dar şi uzuri minime

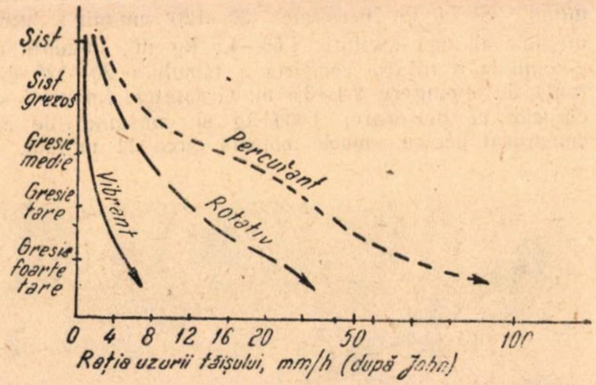


Fig. 17. Variaţia uzurii la diferite sisteme de perforare.

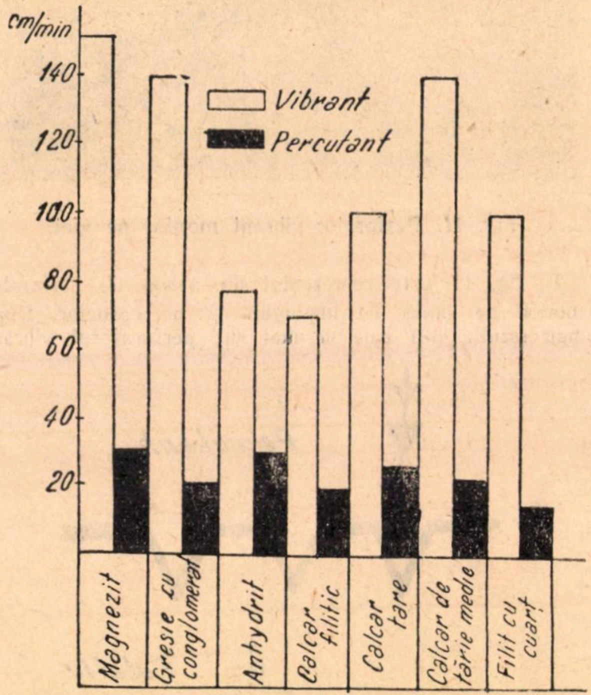


Fig. 18. Variaţia vitezei la perforarea vibrantă în funcţie de tăria rocii.

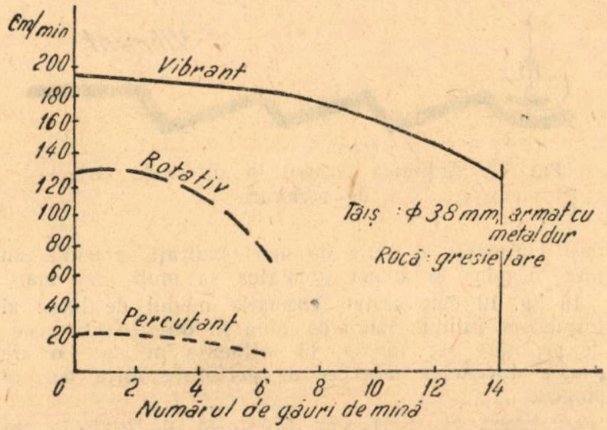


Fig. 19. Variaţia celor 3 sisteme de perforare în aceleaşi condiţiuni de lucru.

pentru orice rocă. Analizînd uzura din punct de vedere al diversităţii rocilor, rezultă că reducerea uzurii în perforarea vibrantă este cu atît mai mare cu cît roca este mai tare (fig. 18). Mărirea forţei de împingere permite o mărire a vitezei de perforare în cazul perforării vibrante în timp ce în cazul perforării rotative limita forţei de împingere se atinge destul de repede şi mărirea împingerii reduce destul de brusc viteza de perforare. In fig. 19 este redată în grafic compararea celor trei procedee de perforare dintr-un punct de vedere mai general. In aceeaşi secţiune de galerie şi în aceeaşi rocă (gresie tare) s-au analizat cele trei procedee de perforare. Rezultatele sînt următoarele:

— Perforarea percutantă cu un perforator de 20 kg şi tăiş de 38 mm ø armat cu aliaj dur permite înaintări de 20—22 cm/min, iar tăişul s-a uzat după perforarea celei de a treia găuri de mină (împingerea a fost manuală). Uzura se obţine după 1,21 m gaură de mină.

— Perforarea rotativă în aceeaşi rocă cu un tăiş de 38 mm ø armat cu aliaj dur şi împingere mecanică cu o forţă de 1 200 kg, permite viteza de 130—70 cm/min, cu uzura în aceleaşi limite cu perforarea percutantă. Uzura se obţine după 6,76 m gaură de mină.

— Perforarea vibrantă cu tăiş de 38 mm ø armat cu aliaj dur la o împingere de 800 kg, permite viteze de perforare de 180 cm/min, pînă la a 14-a gaură de mină cînd viteza ajunge la 130 cm/min. Uzura se obţine după 23,76 m gaură de mină.

In cele de mai sus prin uzură s-a înţeles uzura maximă care impune schimbarea tăişului.

Performanţele mai sus amintite dovedesc marile avantaje pe care le prezintă perforarea vibrantă. Totuşi aceste avantaje sînt avantaje scontate din punct de vedere al vitezei nete de perforare, dar analizînd problema din punctul de vedere al vitezei operative de perforare ,ele se reduc cu mult. Totuşi în perspectiva dezvoltării tehnice, este cert că viitorul apropiat va permite o mărire a importanţei acestor avantaje simultan cu o eliminare a deficienţelor existente. Cel mai important fapt este acela că perforarea vibrantă este pînă în prezent unicul procedeu cu aplicabilitate generală din punct de vedere al tăriei rocilor (fig. 20).

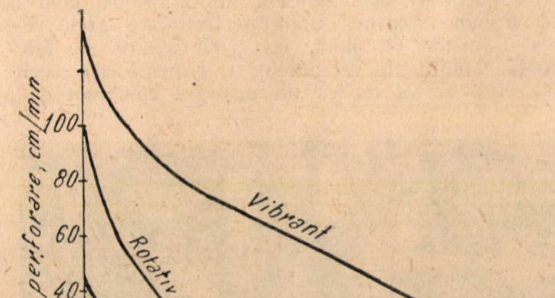


Fig. 20. Domeniul de aplicare al perforării vibrante.

d — *Perforarea vibrantă pe cale sonică sau perforarea prin unde ultrascurte.* Se ştie că undele sonore propagîndu-se în mediile elastice cu o anumită viteză, acţionează asupra particulelor acestui mediu creind dilatări şi compresiuni ce se transmit succesiv de la un strat la altul şi traversează spaţiul ocupat de mediul respectiv. Sunetele percepute de ureche sînt cele cu pînă la 20 000 vibraţii/secundă şi ele nu au efecte mecanice prea importante. Ultra-sunetele cu vibraţii peste cifra de mai sus, pot ajunge pînă la sute de milioane de vibraţii/secundă, vibraţii care au şi o intensitate mai mare. Folosirea ultrasunetelor pe scară industrială este de dată destul de recentă: în 1928 S. Sokolov (U.R.S.S.) pune bazele defectoscopiei (studiul defectelor pieselor metalice cu ajutorul ultrasunetelor) şi de curînd tot el realizează microscopul ultra-sonor. Ideea folosirii ultrasunetelor la perforarea găurilor de mină este de dată foarte apropiată şi a izvorît în urma realizării de găuri în piese metalice sau în alte materiale ca: pobedit, sticlă, porţelan, cu ajutorul vibraţiilor sonice. Se pare că în aceste materiale sub acţiunea alternativă a forţelor de compresiune şi dilataţie se formează cavităţi parţiale care în momentul închiderii lor fac posibilă apariţia unei presiuni instantanee de mii de atmosfere, presiune ce este însoţită de o puternică mărire a temperaturii, ceea ce permite dislocarea şi sfărîmarea diferitelor materiale.

In 1954 s-a realizat forarea unei sonde folosind ultrasunetele: pe fundul găurii de sondă s-a suspendat o turbină cuplată cu un generator de ultrasunete. Turbina este acţionată de curentul de noroi ce se introduce în sondă. Undele sonore emise de generator acţionează percutant asupra rocii înconjurătoare. Cu acest dispozitiv s-a realizat în ciment o viteză de forare de 120 m/h. Aceste prime încercări constituie baza realizării unui procedeu de perforare a găurilor de mină cu ajutorul ultrasunetelor.

e — *Perforarea termică.* Incepînd din anul 1902 s-au propus fără întrerupere, diferite procedee de forare termică a găurilor de sonde în roci tari, dar eficacitatea acestui procedeu nu a fost dovedită decît un ultimii ani cînd s-a introdus „termoburul" ce foloseşte focare construite pe principiul motoarelor de rachetă.

Dezvoltarea tehnicii rachetelor a făcut posibilă crearea unor camere de ardere de mici dimensiuni, în care la presiuni de 20—40 at se dezvoltă temperaturi de peste 3 000° C. Jetul de gaze ce suferă detenta la ieşirea dintr-o astfel de cameră de combustie, are o viteză supersonică ce permite ca transmiterea căldurii să se efectueze cu viteză enormă, realizînd încălzirea rocilor la suprafaţă şi crearea unor mari tensiuni termice în material. In roci excepţional de tari acest procedeu realizează viteze de peste 10 m/h.

In S.U.A. primele încercări au fost efectuate în 1952 la o exploatare cu minereu de fier excepţional de tare. Incercările au dovedit că este mult mai economic să se realizeze dislocarea rocii fără a o topi; datorită tensiunilor termice roca se sparge şi bucăţile de rocă sînt evacuate datorită energiei cinetice a jetului caloric. Procedeul a impus folosirea unei mari cantităţi de apă circa 3 785 l/h ce are ca scop să răcească camera de combustie şi duzele, să împiedice topirea rocii la fundul găurii, să solidifice particolele topite şi să formeze vapori de apă care cu gazele să asigure evacuarea materialului din gaura de mină. Camera de combustie se suspendă de un cablu ce permitea coborîrea ei cu viteze de 7—15 cm/min. Această cameră de combustiune trebuie să se găsească în mod normal la 10—12 cm de fundul găurii. Camera de combustiune se confecţionează din cupru purificat de oxigen iar orificiile sînt sudate cu argint. Diametrul mediu al găurii a fost de 16—23 cm, diametrul obţinut fiind cu atît mai mare cu cît coborîrea camerei de combustiune se face mai lent. Aparatul american consuma 280 m^3/h oxigen, 155 l/h combustibil (benzină) şi 3 785 l/h apă. Puterea camerei era de 25 kW, iar viteza medie de înaintare 5 m/h, cu un diametru minim posibil de 15 cm. Prin acest procedeu a fost posibilă realizarea a 50 m gaură de mină într-un post de 8 ore într-o rocă în care nu era posibil de realizat prin perforare percutantă decît 3,66 m în 8 ore.

Cercetările întreprinse în această direcţie în U.R.S.S. în ultimul timp au permis în primul rînd reducerea diametrului minim de forare. Astfel cu camere de combustiune de 43—50 mm diametru se pot realiza găuri de 50—80 mm diametru. Aceste camere depăşesc cu puţin înălţimea unei cutii de chibrituri. Aceleaşi cercetări au dovedit că temperatura optimă de granulare a rocii (fără topire) este de 1 000—1 500° și că în rocile ce au tendința de a se topi formînd un fel de sgură, viteza de perforare se reduce datorită faptului că această sgură are un coeficient de conductibilitate termică mai mic. Rezultatele obținute în cursul experimentărilor au fost cele din tabela nr. 11.

Tabela 11

Vitezele de perforare în cazul perforării termice

Tipul de rocă	Diametrul găurii, mm	Viteza de perforare, m/h
Marmoră	30—50	5,1—7,8
Calcar	75	27
Granit roșu	60	24
Granit cenușiu	60—80	8—18,5
Cuarțit aproape pur	70	8

În decursul acestor încercări s-au stabilit următoarele consumuri: 4—5 m^3 oxigen/m gaură, 1—3 kg combustibil/m gaură (cherasină sau alcool) și 600 kg/h apă.

Rezultatele obținute în U.R.S.S. la perforarea termică arată importanța cu care trebuie privit pe viitor acest procedeu; mai ales pentru rocile foarte tari. Totodată obținerea unor găuri de mină cu diametru de 50—80 mm permite aplicarea procedeului de perforare termică la săpări împreună cu folosirea încărcăturilor de mare diametru, care după cum vom vedea prezintă mari avantaje. Pe de altă parte perforarea termică prezintă marele avantaj al reglării diametrului găurii de mină (prin reglarea înaintării camerei de combustie) în mod foarte comod, fapt care va permite trecerea la împușcarea cu găuri cu cuptor ce prezintă un mai mare coeficient de utilizare decît găurile obișnuite, datorită concentrării exploziei în imediata apropiere a liniei pe care dorim să se producă ruperea. Desigur că procedeul nu intră în discuție decît pentru exploatările cu roci foarte dure și fără degajări de metan. Singurul inconvenient pe care-l întrevedem îl constituie problema atmosferei respirabile. Procedeul deși înlătură formarea prafului permite totuși inhalarea de diferite elemente sub formă gazoasă ce pot cristaliza ulterior în alveole pulmonare. In prezent în U.R.S.S. sînt în curs cercetări și în acest domeniu.

In frontul de lucru perforatoarele pot fi ținute de muncitor, pot fi montate pe coloane împingătoare pneumatice sau pe cărucioare. Cînd este cazul să se aplice fiecare din aceste scheme de lucru?

Dacă vom face excepție de profilele mari, în care pentru perforare se folosesc așa-numitele ecrane sau platforme, și ne vom limita la secțiunile mai obișnuite de galerie, respectiv de 4—10 m^2, vom ajunge la concluzia că oricare din cele trei procedee poate fi aplicat cu succes rezultatele mai bune fiind datorate unei organizări mai bune a muncii.

Apărute din necesitatea reducerii duratei de perforare prin punerea în funcțiune a mai multor perforatoare, cărucioarele de perforare au avut o perioadă în care am putea spune că erau la modă, perioadă care în unele țări se menține și astăzi. Credem că problema folosirii cărucioarelor de perforare este actualmente mai mult o problemă a tipului de perforator folosit. Folosirea perforatoarelor ușoare și-a dovedit avantajele și nu impune folosirea cărucioarelor, în schimb folosirea perforatoarelor grele face neapărat necesară existența cărucioarelor de perforare.

Intr-un studiu recent, se relatau rezultatele încercării în același front de lucru a perforării cu coloane telescopice pneumatice și a perforării cu căruciorul de construcție cehoslovacă tip Manda, se ajungea la concluzia că folosirea căruciorului produce o scumpire a prețului de cost al săpării.

Apreciind căruciorul de perforare din punctul de vedere al organizării săpării el constituie un agregat în plus care îngreunează deservirea frontului de săpare și ca atare cauzează viteze reduse de săpare.

In concluzie, se poate spune că folosirea cărucioarelor de perforare este indicată numai atunci cînd tăria rocii impune folosirea unor perforatoare grele. Perforarea găurilor de mină, cu perforatoare montate pe suporți mobili nu va putea fi generalizată decît atunci cînd se va realiza un agregat combinat de per-

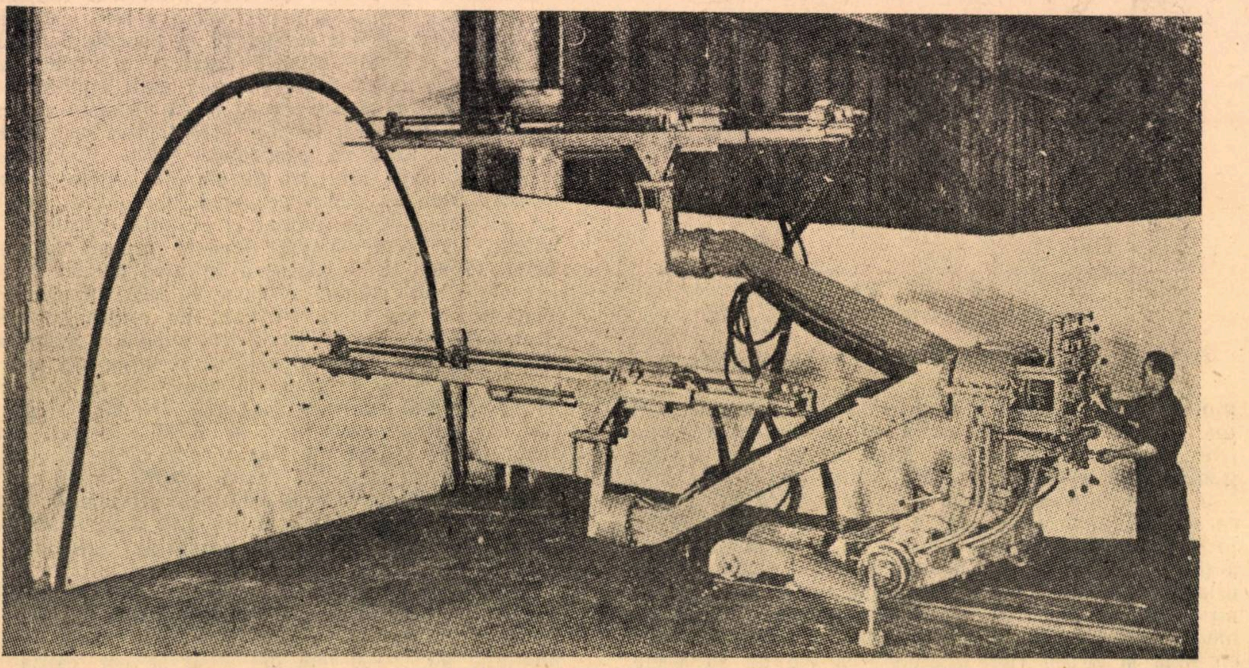


Fig. 21. Căruciorul de perforare vibrantă Salzgitter BW-20.

forare şi încărcare şi care să înlăture manevrele neproductive existente în prezent la înlocuirea agregatului de perforare cu cel de încărcare.

Dintre cărucioarele de perforare trebuie totuşi să amintim o serie de construcţii de cărucioare destinate deservirii perforatoarelor vibrante. In fig. 21 este indicat căruciorul Salzgitter BW-20 iar în fig. 22 schema de mişcări a acestui cărucior. Acesta este căruciorul cu deservirea mecanizată la maxim: orice tip de mişcare este realizat cu ajutorul servomotoarelor hidraulice, aşa fel încît deşi întregul agregat cîntăreşte circa 4 000 kg, el este deservit de un singur om prin simpla manevrare a unor manete şi butoane. Alt tip de cărucior de perforare este tipul PWO5S (fig. 23 şi 24) care este o construcţie mult mai uşoară permiţînd funcţionarea în profile de 4—10 m². Un ultim tip de cărucior este tipul PWO5-I (fig. 25) care are un singur braţ mobil, deci funcţionează cu un singur perforator şi un braţ fix ce realizează perforarea la mare diametru a unui sîmbure central; acest cărucior este destinat săpărilor în care se aplică împuşcarea cu sîmbure canadian.

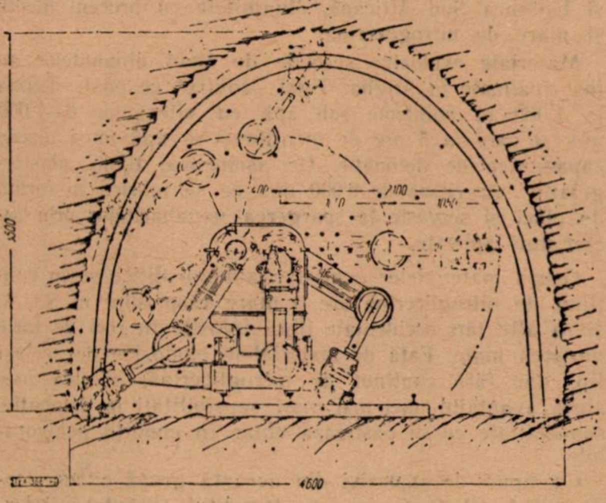


Fig. 22. Schema mişcării căruciorului Salzgitter BW-20.

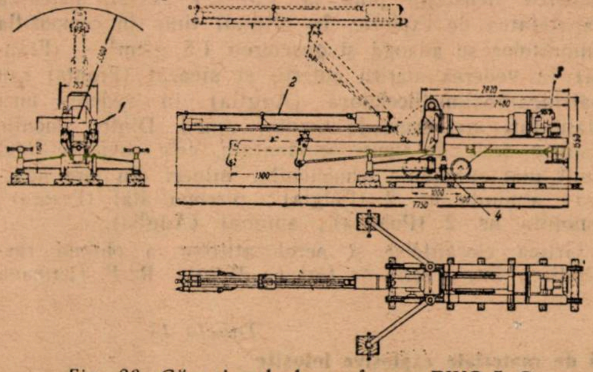


Fig. 23. Căruciorul de perforare PWO-5 S

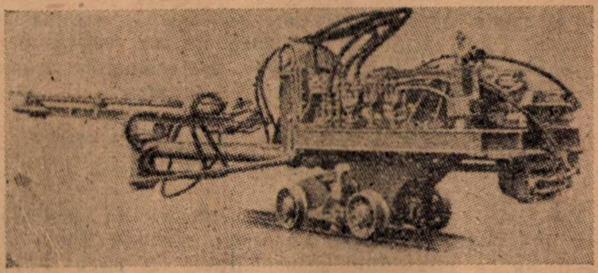


Fig. 24. Căruciorul de perforare PWO-5 E

In tabela nr. 12 se dau caracteristicile cîtorva tipuri de cărucioare de perforare pentru a servi drept orien-

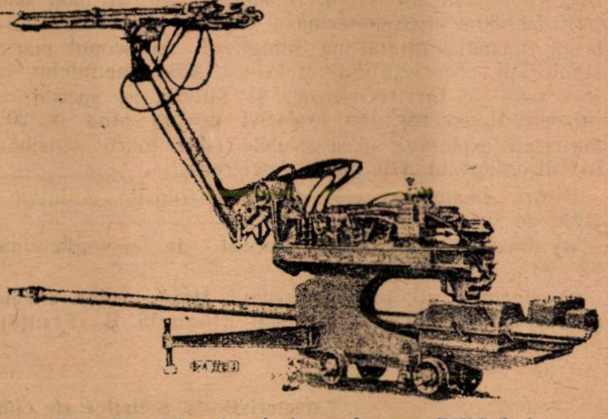


Fig. 25. Căruciorul de perforare PWO-5 I

Tabela 12

Tipuri de cărucioare de perforare

Constructorul şi tipul	Hausherr		Mönninghof	Salzgitter
	BW H III	BVHVL şi BVHLZ		
Gabaritul în stare de funcţionare, mm:				
— înălţime	3000	2400	2 900	3 400
— lungime	4 500	4 800	5 000	6 000
— lăţime	1 200	1 400	810	3 000
Gabarit în stare de deplasare, mm:				
— înălţime	2 000	1 500	1 870	1 500
— lungime	3 800	4 800	2 150	6 000
— lăţime	700	800	810	1 200
Mod de deplasare	Cale ferată sau şenile		Cale ferată	Pneuri
Greutatea căruciorului singur, kg	—	—	1 000	350—600
Perforator, tip	vibrant	vibrant	vibrant	vibrant
Secţiune necesară de galerie, m²	6—10	4—8	4—10	4—10

tare în ce priveşte aprecierea cărucioarelor de perforare pentru perforarea vibrantă.

Trebuie să cităm şi cărucioarele de perforare ce funcţionează cu perforatoare percutante sau rotative, de tipul Joy, Secoma, Manda sau cele sovietice. De asemenea trebuie citată încercarea efectuată în U.R.S.S. de a monta două perforatoare rotative la maşina de încărcat UPM. Toate acestea însă nu au realizat performanţele de care sînt capabile perforatoarele uşoare montate pe coloane telescopice pneumatice.

2. *FOLOSIREA EXPLOZIVILOR LA SĂPAREA LUCRĂRILOR MINIERE*

Materialele explozive destinate folosirii în exploatările fără pericol de praf sau metan sînt de tipul: dinamitelor, a pulberilor amono-silitice cu circa 4-15% nitroglicerină, amonitelor, donaritelor şi percloratitelor care se fabrică în prezent în sortimente foarte variate de nenumărate firme fără o destinaţie sau reglementare precisă. Se observă totuşi tendinţa de a realiza materiale explozive calculate cu un bilanţ de oxigen pozitiv sau aproape de zero (0%—4%).

In ţările occidentale cel mai răspîndit material exploziv continuă să fie dinamita. In fabricaţia aceasta nu au intervenit modificări în afară de faptul că în Suedia, Germania şi Franţa la compoziţia de bază se adaogă materiale anorganice cu mare capacitate calorică de tipul aluminiului sau a silicei, în vederea măririi capacităţii de lucru. Dinamitele au în mod obişnuit 50—80% nitroglicerină şi numai în S.U.A. se fabrică dinamită numai cu nitroglicol. In scopul măririi stabilităţii proprietăţilor explozive ale dinamitelor într-o serie de ţări (Germania şi Suedia în special) se întreprind cercetări cu explozivi ce au pînă la 20% materiale explozive greu solubile (dar foarte sensibile) în nitroglicerină (de pildă gescogen).

Dintre dinamitele cele mai des folosite amintim o serie de tipuri:

a) dinamita cu mare procent de nitroglicerină: 92—93% nitroglicerină;

b) dinamita cu procent mediu: tipul „polar amonogelatin-dinamit" (Anglia); tipul dinamita B (Franţa);

c) dinamite semiplastice: tipul „polar-amon-gelatin" (Anglia); tipul „donarit gelatin" (R. F. Germană);

Amintim că în S.U.A. şi Suedia cea mai mare răspîndire o au dinamitele semiplastice în timp ce în U.R.S.S., şi Uniunea Sud Africană, dinamitele cu procent mediu şi mare de nitroglicerină.

Materiale explozive speciale de tipul dinamitelor au fost realizate în Anglia. Tipul „Joyfix" ce poate detona la 1 000 m adîncime sub apă cu viteză de 6—7 000 m/s şi care la 5 ore de menţinere în apă nu-şi pierde capacitatea de detonaţie. De asemenea, tipul „plastergelatin" cu viteză de 6 000 m/s ce se fabrică în formă de plăci şi serveşte la spargerea negabaritelor prin încărcături aplicate.

Grupa materialelor explozive amono-silitice şi cu conţinut de nitroglicerină are o mare răspîndire în S.U.A. şi în alte ţări occidentale fiind folosite în roci de tărie nu prea mare. Faţă de materialele explozive de acelaşi tip, dar fără conţinut de nitroglicerină, acestea prezintă avantajul unei mai mari sensibilităţi la detonaţie, sensibilitate ce se păstrează chiar în condiţii nefavorabile.

Ca tipuri de explozivi din această grupă cităm: Donaritul A (R. F. Germană); Dinalitul (Franţa); Polarrokitt (Anglia). Recepturi analoage cu acestea prezintă şi explozivii suedezi ce conţin aluminiu sau siliciu.

Grupa amonitelor fără conţinut de nitroglicerină este foarte mult răspîndită în U.R.S.S. unde s-a încercat şi varianta de amonite presate urmărindu-se ca prin mărirea densităţii pînă la 1,5—1,6 să se mărească capacitatea de explozie. In ultimul timp în compoziţia amonitelor se adaogă şi gescogen 1,5 g/cm³ — (Franţa) în vederea măririi puterii, şi stearat (Franţa) sau natriucarboxilmetilceluloză (Anglia) în vederea unei stabilităţi mai bune în mediul umed. Dintre amonite dăm o serie de tipuri occidentale, cele sovietice fiind mult mai cunoscute tehnicienilor mineri din ţara noastră; amonita nr. 2 (Belgia); nitronaftalat (Franţa); amonita nr. 2 (Polonia); amonal (Anglia).

Grupa cloratitelor şi percloratitelor a obţinut răspîndirea într-o serie de ţări ca Belgia, R. F. Germană

Tabela 13

Caracteristicile balistice ale cîtorva tipuri de materiale explosive folosite în prezent în străinătate

Denumirea	Densitate de ambalaj	Proba Trauzl cm³	Viteza de det. max. m/s	Temper. de expl. ⁰C	Căldura de expl. kcal	Coeficient de apreciere
Pulbere neagră	1,2	108	400	2 440	685	44
Gurdynamit	1,5	315	6 800	3 000	1 290	83
Gelatina exploziv . . .	1,6	560	7 800	3 200	1 560	100
Dinamita nr. 1	1,55	400	6 500	2 950	1 180	76
Dinamita nr. 3	1,70	290	6 200	2 800	1 030	66
Dinamita nr. 5	1,80	250	6 200	2 650	800	51
Amongelatina	1,45	400	6 900	2 570	1 100	71
Amonit nr. 1	1,09	390	5 150	2 150	940	60
Amonit nr. 2	1,03	370	4 900	2 140	930	60
Amonit nr. 5	1,12	440	5 100	2 590	1 240	80
Percloratit nr. 1	1 58	340	5 100	3 145	1 170	75
Percloratit nr. 2	1,52	330	4 700	3 115	1 160	74
Cloratit nr. 1	1,57	290	5 000	3 645	1 250	80
Cloratit nr. 2	1,46	280	4 300	3 700	1 280	82
Cloratit nr. 3	1,55	225	3 300		1 180	76
Detonit A	1,0	170/235	2 500/3 300	1 520	545	35
Detonit B	1,0	170/235	2 500/3 300			
Astralit A	1,3	170/235	2 500/3 300			
Aer lichid	1,04	535	5 600	5 750	2 180	140

şi Franţa. La aceste materiale explozive azotatul de amoniu este înlocuit cu alţi oxidanţi de tipul cloraţilor sau percloraţilor ce prezintă avantajul unei măriri a puterii, dar şi a unei reduceri a sensibilităţii la acţiuni mecanice.

Ca explozivi tip din această grupă cităm: servanitul nr. 7: servanitul nr. 2: servanitul cu perclorat. Servanitul are greutăţi volumetrice de 1,5—1,155 g/cm³ şi viteza de detonaţie de 6 700—7 000 m/s.

In tabela nr. 13 se dau caracteristicile balistice ale cîtorva tipuri dintre aceste materiale explozive.

Cercetările întreprinse în ultimii 10 ani în domeniul creării unor materiale explozive sigure pentru folosit în exploatările cu degajări de metan sau cu praf de cărbune exploziv, au aspectul unui adevărat asalt ştiinţific. Nenumărate sînt ţările în care această problemă constituie obiectul principal al lucrărilor de cercetare, dar în primul rînd trebuie citate Uniunea Sovietică şi Franţa.

Cercetările de pînă în prezent, deşi au la bază un mare volum de experimentări nu reuşesc însă să creeze un exploziv perfect, total şi complet antigrizutos şi considerăm că acest lucru se datoreşte în primul rînd cunoaşterii insuficiente a fenomenului de aprindere a metanului sau prafului de cărbune şi care pare a fi mai complex decît încearcă să-l prezinte cele 4—5 teorii emise începînd de la Mallard şi Le Chatellier şi pînă la Dubnov.

O serie de conferinţe internaţionale, dar în special cea de la Buxton (1931) au imprimat o anumită direcţie rigidă cercetărilor care abia în ultimii ani a fost înlăturată. Dintre concluziile mai importante ale cercetărilor din ultima vreme, vom cita cîteva. Astfel, se pare că nu este important de a rămîne sub o anumită încărcătură limită, ci de a creea un material exploziv care se descompune complet la trecerea undei explozive şi nu ulterior. Această părere a permis realizarea unor materiale explosive cu peste 20% nitroglicerină şi care la încercările în tunel au dat rezultate bune.

In prezent, în domeniul explozivilor antigrizutoşi se cunosc explozivii antigrizutoşi obişnuiţi şi explozivii echivalenţi. Realizarea diferitelor tipuri de explozivi antigrizutoşi corespunde însă nu numai condiţiilor locale ci şi prevederilor regulamentelor de siguranţă din ţările respective.

Explozivii antigrizutoşi propriu zişi se pot realiza în două tipuri: cu sau fără substanţe inhibitoare. Tipurile fără substanţe inhibitoare constă din azotat de amoniu şi alţi azotaţi, diferite combinaţii nitrice şi celuloză. Aceşti explozivi au o cifră Trauzl de 300—360 cm³ şi o brizantă de 10—16 mm, dar antigrizutanţa lor este destul de redusă. Dintre aceste tipuri cităm: Grizudinamita şi Grizunaftalita.

La tipul de explozivi antigrizutoşi cu inhibitori se folosesc în acest scop clorură de potasiu, clorura de amoniu, bicarbonatul de potasiu şi alte săruri în proporţie de 13—50%. Acest tip de exploziv se realizează fie sub forma de pulbere, fie sub formă de masă plastică sau semiplastică.

Dintre tipurile livrate sub formă de pulbere cităm: Westfalitul (R. F. Germană) şi Polar-dinobel (Anglia).

Dintre tipurile plastice şi semiplastice (1,3—1,6 kg/cm³ şi viteză de detonaţie 2200—2900 m/s) cităm: Wetter-nobelitul (R. F. Germană) şi „Polar Ajax" (Anglia).

Amonitele fără nitroglicerină nu se aplică în Occident.

Explozivii antigrizutoşi echivalenţi sînt explozivi cu o putere mai mare decît cei precedenţi şi care au un înveliş special antigrizutos.

Totuşi complicaţiile de fabricaţie nu au permis dezvoltarea prea mare a acestor tipuri de explozivi care se caracterizează prin viteza undei de detonaţie de 1700—1900 m/s. O ultimă realizare în acest domeniu o constituie explozivul denumit Hidrobel cu greutate volumetrică 1,7 g/cm³. Acest explosiv ce este livrat sub forma unui fitil detonant învelit cu cauciuc şi criolită sfărîmată, se introduce în gaura de mină umplută cu apă sub presiune (45 kg/cm²) şi prin explozie declanşează o lovitură hidraulică ce sfarmă roca.

Problema înaintărilor în atmosferă de metan este una din cele mai greu de rezolvat. Poate că modernizînd procedeul Armstrong şi încercîndu-l la înaintările în cărbune şi în roci de tărie medie se va putea obţine o îmbunătăţire a vitezelor de înaintare ale acestor locuri de muncă.

Un alt procedeu care ar putea da rezultate este procedeul Chemecol analog cu Cardoxul şi care constă din folosirea unor tuburi de oţel ce conţin H_2O,N, şi CO_2 la o presiune de 12—1400 kg/cm² şi a căror detentă produce ruperea rocii. Toate aceste procedee de împuşcare fără flacără prezintă în primul rînd avantajul folosirii sigure a lor în atmosferă grizutoasă, deşi uneori ele nu prezintă indici tehnico-economici superiori explozivilor antigrizutoşi.

Altă soluţie pe linia folosirii unor sisteme de împuşcare antigrizutoase nu întrevedem într-un viitor apropiat, unica soluţie generală rămînînd săparea de galerii gemene, soluţie ce este anevoioasă din punct de vedere economic, sau săparea cu ajutorul combinelor.

PROCEDEELE DE IMPUŞCARE

In ce priveşte înpuşcarea propriu zisă se poate spune că împuşcarea electrică a obţinut o consacrare binemeritată. In acest domeniu nu vom insista decît asupra a două probleme ale împuşcării şi anume: împuşcarea cu efect cumulativ şi împuşcarea cu întîrziere de miimi de secundă (microîntîrziere).

Cercetările întreprinse în domeniul împuşcării cu efect cumulativ întreprinse în urmă cu cîţiva ani în U.R.S.S. au dovedit existenţa acestui efect, dar nu au confirmat avantajele acestui sistem, deoarece aceste cercetări au fost efectuate de întreprinderi, disparat şi nu întotdeauna ştiinţific. Impuşcarea cu efect cumulativ este considerată în prezent ca o modă, cînd mai just ar trebui considerată cu o nereuşită introducere a tehnicii noi. De aceea reatacarea problemei se face foarte greu, deşi este necesară o punere la punct ştiinţifică. Cercetările în acest domeniu par a fi reluate într-o a doua etapă în R. Cehoslovacă (primele date asupra folosirii efectului cumulativ la împuşcare datează de prin 1883) de această dată mergîndu-se în paralel atît cu cercetările de laborator, cît şi cu cele practice. Rezultate concludente nu au fost încă comunicate.

Impuşcarea cu întîrzieri de miimi de secundă este considerată ca unul din factorii de mare importanţă ai tehnicii noi în domeniul mineritului modern. Şi aceasta nu atît din punct de vedere al apariţiei ei recente (1940—1945), cît mai ales largii răspîndiri pe care a obţinut-o acest procedeu în ultimii 3—4 ani, mai ales în Canada şi S.U.A. pentru exploatările la zi şi R. P. Ungară, Franţa şi Belgia pentru exploatările în subteran. Trebuie de subliniat importantul aport adus în modernizarea şi studiul împuşcării cu întîrziere de miimi de secundă în special de colectivul Institutului de cercetări de la Tatabanya condus de ing. Kotta.

Dispozitivele de declanşare a tirului prin sistem mecanic sînt destul de mult aplicate. Dintre ele cităm dispozitivul Schaffler şi sistemul Nobel (Anglia) ce permite aprinderea a 14 încărcături la intervale de cîte 12 milisecunde. Tot ca sistem mecanic poate fi apreciat şi sistemul Kotta cu cablu.

In Suedia este aplicat dispozitivul electric al lui Langefors ce constă dintr-un aparat cu rezistență electrică ce face ca prin fiecare capsă detonantă să treacă un curent de o anumită intensitate, intensitate suficientă pentru explozia primei capse, dar insuficientă pentru aprinderea celorlalte. La o alimentare cu baterie de 120 V acest dispozitiv permite obținerea unor întîrzieri de 20—25 milisecunde. Alt dispozitiv realizează microîntîrzierile cu ajutorul unui releu telefonic, iar pentru scopuri de cercetare se folosesc dispozitive cu comandă electronică ce permit reglarea întîrzierii de la 10 pînă la 100 milisecunde și la care aprinderea se obține prin descărcarea unui condensator cu o capacitate de 100 microfarazi încărcat pînă la 200 V.

In Occident este însă foarte mult răspîndită împușcarea cu întîrziere de miimi de secundă folosind în acest scop capse cu întîrzieri de acest ordin. Astfel, în Anglia se fabrică o serie de capse cu 15 întîrzieri de la 5 miimi de secundă pînă la 700 miimi de secundă, iar în S.U.A. o serie de 16 tipuri cu întîrzieri de la 1—50 miimi de secundă. De asemenea în S.U.A. Canada, Anglia și Belgia se folosește releul detonant ce constă din două capse separate printr-un tub de cauciuc care reglează și întîrzierea de transmitere a undei explozive de la o capsă la alta, fiecare capsă fiind fixată la capătul unui fitil detonant.

S-au citat de multe ori avantajele pe care le prezintă procedeul de împușcare cu întîrzieri de miimi de secundă: zguduiri reduse ale rocii, reducere a degajărilor de metan, volum mai redus de faze, reducerea consumului de explozivi, ca și îmbunătățirea stării tavanului și a susținerii, îmbunătățirea productivității mașinii de încărcat, reducerea duratei de perforare datorită îmbunătățirii randamentului, precum și reducerea prețului de cost. Un exemplu al folosirii acestui procedeu de împușcare la săparea unui puț citează o reducere de la 0,9—1,115 kg/t, la 0,45—0,55 kg/t a consumului de exploziv. Trebuie să menționăm însă că aplicarea procedeului de împușcare cu întîrziere de miimi de secundă nu dă bune rezultate decît în cazul în care este însoțit de un buraj perfect.

In ultimii ani în Anglia, Belgia, Franța și S.U.A. au fost întreprinse cercetări vaste în ce privește introducerea acestui procedeu de împușcare în minele cu pericol de explozii de metan și praf de cărbune. Cercetările preliminare au ajuns la concluzia că o întîrziere de explozie în limitele de la 0—70 miimi de secundă nu contribuie la mărirea pericolului de explozie a metanului sau prafului de cărbune. Ca urmare, la exploatarea carboniferă de la Frammeries ce exploatează un zăcămînt puternic tectonizat, foarte periculos din punct de vedere al gazelor și prafului, se folosește cu succes acest procedeu de împușcare.

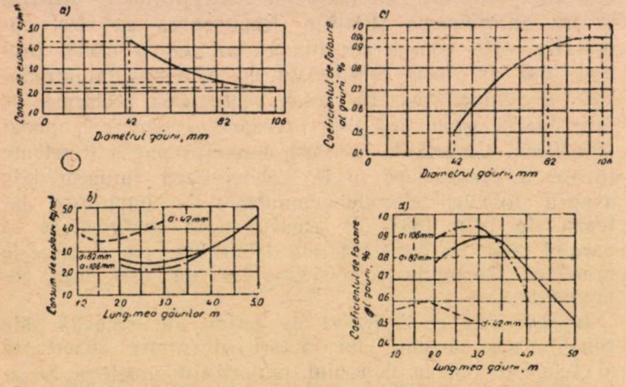


Fig. 26. Variația principalelor indici ai lucrărilor de împușcare folosind cartușe de mare diametru.

In ultimii ani în minerit și în industria constructoare din U.R.S.S. au găsit o foarte largă aplicare încărcăturile cu diametru mărit. Primele încercări datează din 1950 și justețea acestei idei a fost verificată de cercetările institutului VNIIOMȘS care s-a ocupat mai mult cu experimentarea acestor încărcături la săparea puțurilor.

P. A. Paramonov analizînd în laborator influența măririi diametrului cartușului asupra caracteristicilor balistice ale acestuia a ajuns la concluziile ce rezultă din fig. 27 și anume: prin mărirea diametrului cartușului se mărește viteza de detonație, atît la explozivii detonanți cît și la explozivii brizanți. Totodată experiențele au arătat că folosind cartușe de 30—60 mm diametru, distanța maximă de transmitere a detonației este aproximativ proporțională cu pătratul diametrului cartușului. Aceste avantaje ale cartușelor de mare diametru se pot pierde în cazul aplicării unei încărcări de calitate slabă. Importanța încărcării pentru acești explozivi reiese din fig. 26 și 28. In fig. 28 *a*, se poate observa cum la o reducere a coeficientului de încărcare de la 1,0 la 0,71, presiunea inițială a gazelor se reduce de la 65000 kg/m² la 15000 kg/cm², iar în fig. 28 *b*, se poate vedea cum prin folosirea încărcăturilor cu diametru mărit, coeficientul de încărcare crește destul de pronunțat.

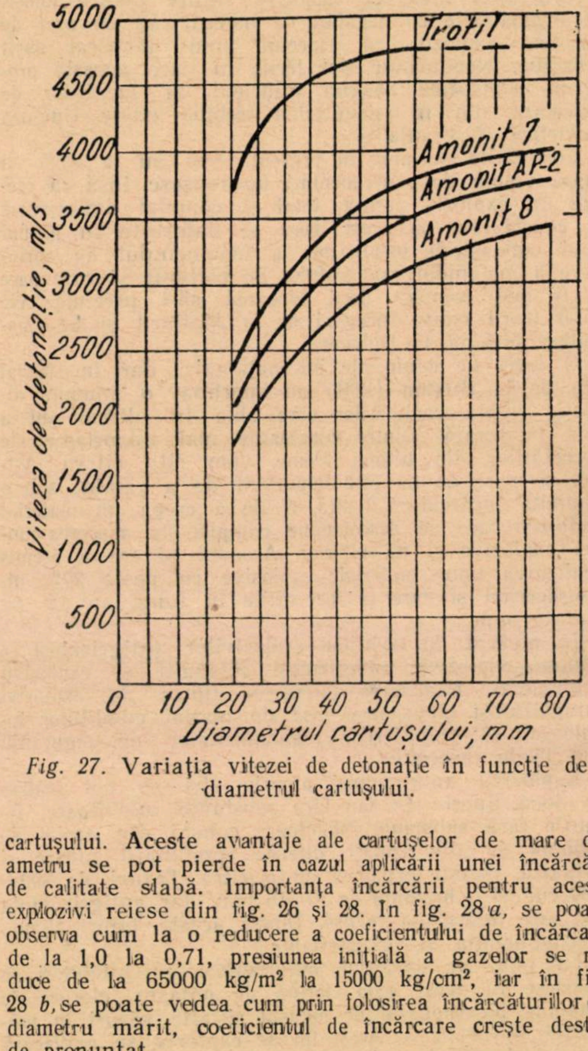


Fig. 27. Variația vitezei de detonație în funcție de diametrul cartușului.

Diferiți cercetători din U.R.S.S. au stabilit că prin mărirea diametrului cartușelor de exploziv, se reduce cantitatea de gaze fapt care face posibilă reducerea duratei de aerare a locului de muncă după explozie. Incărcăturile de mare diametru au fost folosite și în roci de tărie mare (eruptive), și pe baza acestei experimentări s-au trasat curbele de variație a principalilor indici ai lucrărilor de împușcare (fig. 26).

In comparație cu încărcăturile de diametru obișnuit, folosirea încărcăturilor de mare diametru prezintă următoarele avantaje:

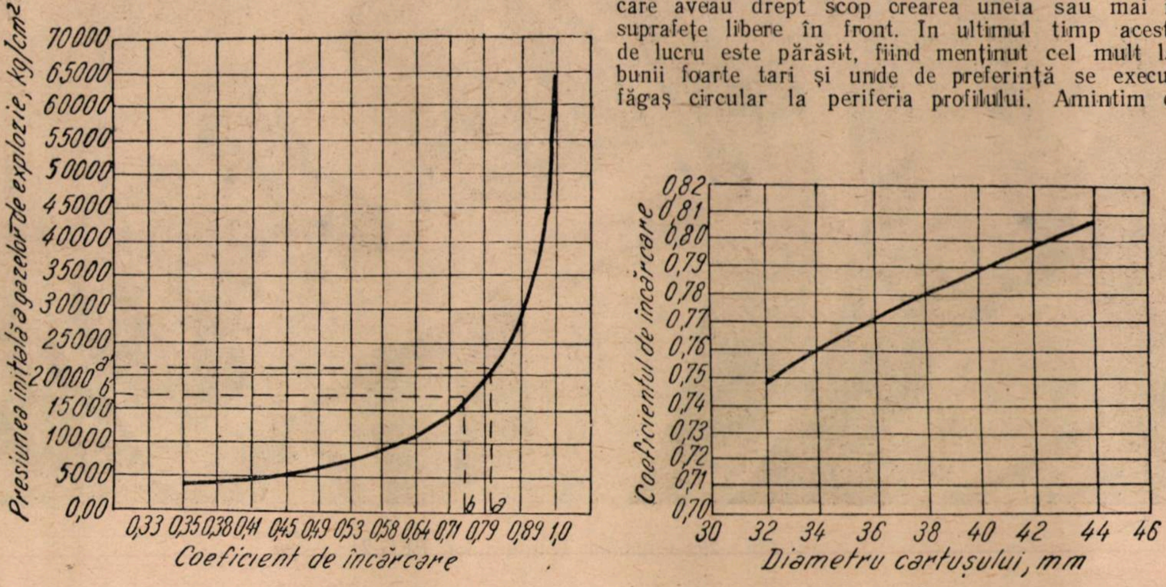
a. coeficientul de utilizare a găurilor de mină se mărește cu cca 30—40%, ajungînd la 0,9 în roci tari și chiar 1 în roci moi;

b. lungimea de gaură de mină pe 1 m³ rocă se reduce cu 40—50%;

c. consumul specific de material exploziv pe 1 m³ rocă se reduce cu 30—45%, iar consumul specific de capse cu cca. 40—60%;

d. durata operației de perforare datorită micșorării numărului de găuri ar trebui să se reducă, dar datorită reducerii vitezei nete de perforare proporționale cu mărirea diametrului de perforare, se menține la aceeași valoare;

e. durata ciclului de săpare se reduce întrucîtva prin reducerea duratei de încărcare a explozivului în găurile de mină și prin reducerea duratei de aeraj datorită reducerii volumului de gaze nocive.



a b

Fig. 28. Variația presiunii gazelor de explozie în funcție de coeficientul de încărcare și a acestuia în funcție de diametrul cartușului

Schemele în împușcare sau mai bine zis sîmburii de împușcare în imensa lor varietate tind spre o folosire mai restrînsă la cîteva tipuri între care predomină în primul rînd sîmburele canadian (cilindric) în cele două variante principale: cu gaura de 250—300 mm pentru degajare și cu găuri de diametru obișnuit, neîncărcate, folosite tot pentru degajare.

Importanța sîmburelui canadian și larga lui folosire nu se datoresc numai unei ruperi mai bune și mai efective a rocii, cît faptului că fiind secondată de o adecvată mecanizare a încărcării permite realizări nebănuite, atît ca indicii de funcționare ai mașinilor, cît și ca productivitate a muncii în general. Nu vom insista asupra sîmburilor canadieni deoarece această problemă a fost tratată destul de complect de ing. L. Șandru în paginile Revistei Minelor nr. 1/1956.

Considerăm încă că pe viitor în domeniul schemelor de împușcare următorul pas îl constituie combinarea sîmburelui de împușcare canadian cu încărcăturile cu diametru mărit. In acest mod se va obține nu numai o serie de rezultate mai bune, dar prin simplificarea schemei și mecanizarea mai completă a săpărilor de galerii — agregate unice de perforare-împușcare — se vor putea obține viteze din ce în ce mai mari și mai economice.

Inainte de a încheia această parte referitoare la abatajul cu ajutorul explozivilor trebuie să subliniem necesitatea tratării mai științifice a problemei burajului. Prin cercetarea științifică a acestei probleme a fost posibilă obținerea unor rezultate surprinzătoare în ce privește mărirea eficacității operațiilor de împușcare într-o serie de țări ca: R. P. Ungară, Anglia și Franța. Linia modernă a tehnologiei burajului este folosirea de buraje prefabricate din mortar de ciment sau nisip, sau suflarea nisipului de buraj în gaura de mină cu ajutorul aerului comprimat (amintim că în occident s-a încercat și introducerea explozivului în gaura de mină cu ajutorul aerului comprimat, obținîndu-se densități mai mari de încărcare și deci efect util mai bun).

3. HAVAREA

Pentru săparea galeriilor direcționale în cărbune s-au folosit mai demult timp, havezele de înaintare care aveau drept scop crearea uneia sau mai multor suprafețe libere în front. In ultimul timp acest mod de lucru este părăsit, fiind menținut cel mult la cărbunii foarte tari și unde de preferință se execută un făgaș circular la periferia profilului. Amintim că încercările efectuate de echipa ICEMIN la înaintarea unei galerii de lignit folosind haveze de înaintare au dat rezultate destul de bune.

4. TĂIEREA COMPLET MECANICĂ

In prezent în domeniul săpării lucrărilor miniere se dă o luptă între abatajul cu ajutorul explozivilor și abatajul complect mecanizat considerat nu numai ca fiind mai productiv și mai economic, dar pe drept cuvînt și ca unica soluție în cazul săpării de lucrări miniere în zone cu mult metan.

Intr-un articol precedent (vezi Revista Minelor nr. 12/1955) s-a făcut o trecere în revistă a tuturor combinelor de săpare și s-a arătat domeniul destul de larg pe care-l pot acoperi aceste mașini mai ales în ceea ce privește tăria rocilor. La acest tablou vom aduce în cele ce urmează o serie de completări survenite în tehnica săpării galeriilor în ultimul an.

Combinele construite pînă în prezent nu reușiseră să se impună din punct de vedere al vitezelor pe care le pot realiza față de procedeul de săpare cu explozivi. Ultima combină sovietică și anume tipul P.K.G.-2 „Gumennica" a realizat în februarie 1956 o înaintare ce constituie un record nu numai pentru săpările complet mecanizate, ci pentru orice tip de săpări. Această combină a realizat în cărbune, la o secțiune circulară de 4 m² o înaintare de 1123 m. Combina P.K.G-2 are organul de tăiere compus din două brațe în jurul cărora se rotesc o serie de freze de diametru variabil (mai mare la exterior și mai mic spre centrul mașinii). Din punct de vedere al principiului de tăiere, aceasta se face prin rupere. Mașina este deservită de o echipă formată din 6 oameni în fiecare schimb (fig. 29). In prezent această mașină a fost supusă unor modificări constructive (din care cea mai importantă este aceea a montării pe scutul frontal a unui generator de înaltă frecvență) pentru a o face capabilă să lucreze și în roci cu o mai mare tărie.

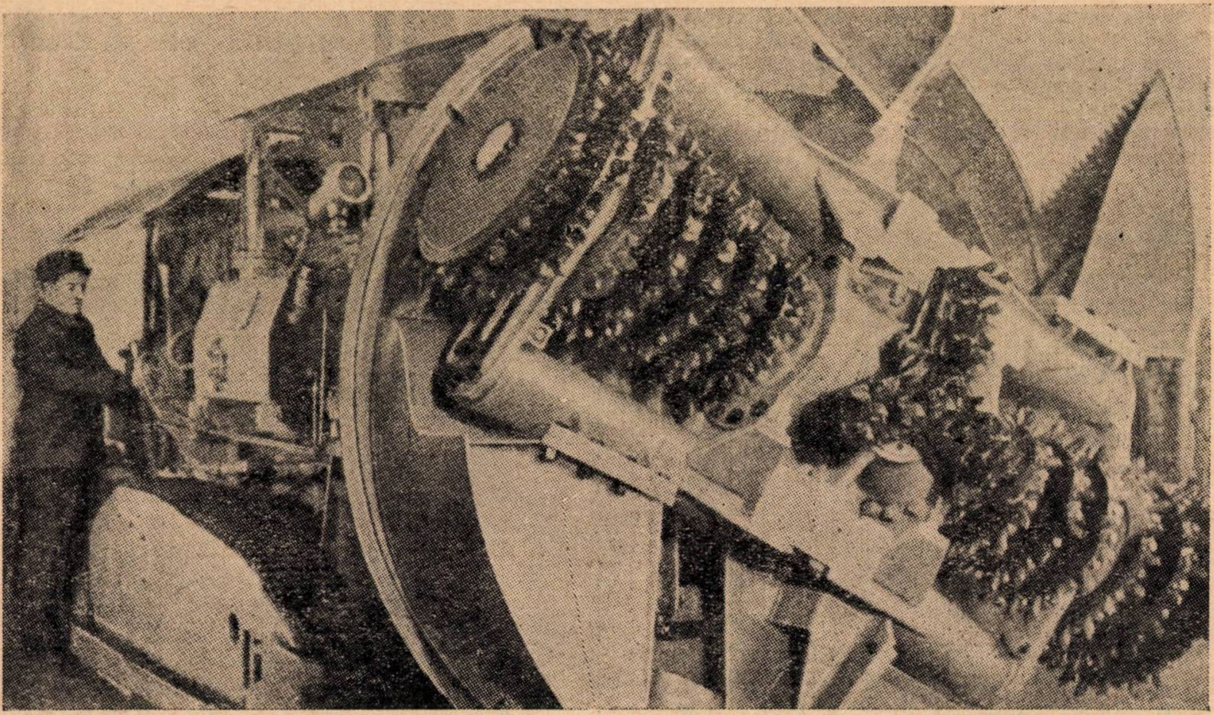


Fig. 29. Combina Gumennika PKG-2

Cea de a doua combină realizată recent este combina Robinson, la care tăierea se face pe principiul roaderii și forfecării cu ajutorul unor freze montate pe 6—8 brațe ce se rotesc în fața scutului combinei. Caracteristica acestei mașini o constituie însă diametrul mare de săpare — 8 m — și viteza realizată la acest diametru. Combina a fost experimentată și a săpat o serie de galerii de aducțiune la o hidrocentrală din S.U.A.

Cele două combine de săpare și în special combina sovietică „Gumennika" se adaugă la celelalte tipuri de combine constituind o nouă justificare a liniei mai moderne de săpare a lucrărilor miniere prin mecanizare complexă.

5. *ÎNCĂRCAREA ROCII*

Factorul care influențează poate în cea mai mare măsură viteza de săpare atît a galeriilor, cît și a puțurilor, îl constituie modul în care este realizată încărcarea rocii. Problema mecanizării încărcării rocii la săparea galeriilor a fost amplu analizată în „Revista Minelor" Nr. 9 și 11 din 1955, așa încît în cele ce urmează nu vom aduce decît o serie de completări. In ce privește mecanizarea încărcării la săparea puțurilor vom analiza problema mai pe larg.

Ca noi tipuri de mașini de încărcat prezintă interes tipurile de lopată mecanică UKE-03 și UKP-03 realizate în R. D. Germană. Aceste mașini — acționate fie electric, fie pneumatic — au cupe de 0,2 m^3 capacitate și prezintă o productivitate de 35 m^3/h. Mașinile pot deservi un front de lucru cu lățime de 2,2 m și o înălțime maximă de funcționare de 1620 mm, dimensiuni ce le indică pentru săpare de galerii cu profilul mic.

In U.R.S.S. a fost creat un nou tip de mașină de încărcat derivat din tipul PML-5, și anume PL-2. Această mașină are cupa de 0,35 m^3 capacitate ceea ce permite o productivitate orară de încărcare de 50 m^3. Această mașină este indicată pentru funcționarea în profile mari, dat fiind că înălțimea maximă de funcționare este de 2700 mm. Tot în U.R.S.S. s-au întreprins studii în vederea măririi capacității mașinilor de încărcat existente. Un prim rezultat al acestor studii arată că prin realizarea unei cupe de o construcție mai rezistentă și prin imprimarea unor vibrații acestei cupe în perioada în care cupa pătrunde în grămada de rocă sfărîmată, se pot obține productivități orare de încărcare mult mai mari.

Mecanizarea încărcării fără organizarea unei evacuări corespunzătoare a materialului încărcat nu permite realizarea unor viteze normale de săpare. Ca o ultimă noutate cităm folosirea unor transportoare blindate ce se prelungesc pe măsura înaintării frontului de lucru, permițînd și împușcarea direct pe transportor. Aplicînd acest procedeu, în R. F. Germană, a fost posibilă mărirea vitezei de săpare de la 14,7 m/lună, în cazul încărcării manuale sau 39,9 m/lună, în cazul încărcării mecanice, la 46,7 m/lună în timp ce productivitatea muncii a crescut de la 1,2 m^3/post la 3,0 m^3/post.

In Occident au început să fie introduse așa numitele „acumulatoare", transportoare intermediare plasate între mașina de încărcat și vagonet și avînd capacitate de 1,5—2 m^3. Aceste dispozitive permit ca funcționarea mașinii de încărcat să fie continuă, ea nedepinzînd de pauzele mai mari sau mai mici ce apar în decursul schimbării vagonetelor la încărcare. Trebuie de subliniat faptul că introducerea acumulatoarelor permite mărirea productivității mașinilor de încărcat, chiar în cazul folosirii unor vagonete de capacitate mică (se citează un caz în care folosind vagonete de 600 l capacitate s-a putut obține o productivitate de încărcare de 1,6—1,8 m^3/minut, față de 1 m^3/minut obținut fără folosirea acumulatorului, dar folosind vagonete de 3000 l). Această nouă soluție pare că încheie discuțiile îndelungi asupra capacității vagonetelor destinate evacuării rocii la săpare. Capacitatea încă redusă a acumulatoarelor nu elimină însă necesitatea unei schimbări rapide a vagonetului la încărcare, domeniu în care în afara podului cu bandă sub care se poate introduce un tren de vagonete sau dublațiile mobile, nu vedem o altă soluție rațională.

In ce privește aspectul economic al mecanizării încărcării amintim că în urma unei analizări a înaintărilor din 32 de mine de cărbuni din R. D. Germană, prin mecanizarea încărcării se obţin reduceri ale costului de înaintare cu 7%—35%.

In cazul săpării puţurilor, încărcarea rocii constituie cea mai grea operaţie din ciclul de săpare atît din punct de vedere al volumului necesar de muncă, cît şi din punct de vedere al duratei (cca 65—75% din durata ciclului de săpare este ocupată de încărcare).

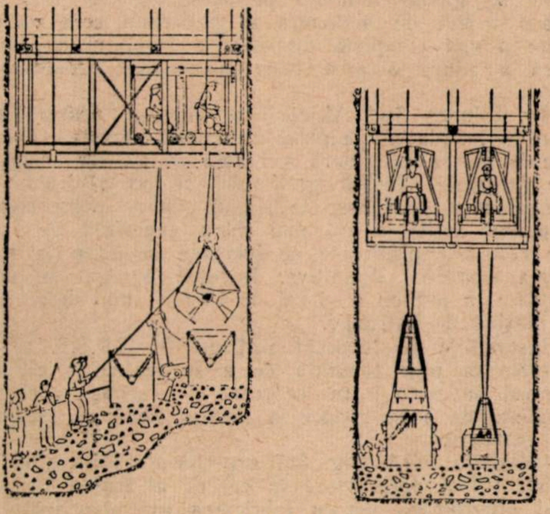


Fig. 30, a. Instalaţia Rieddell.

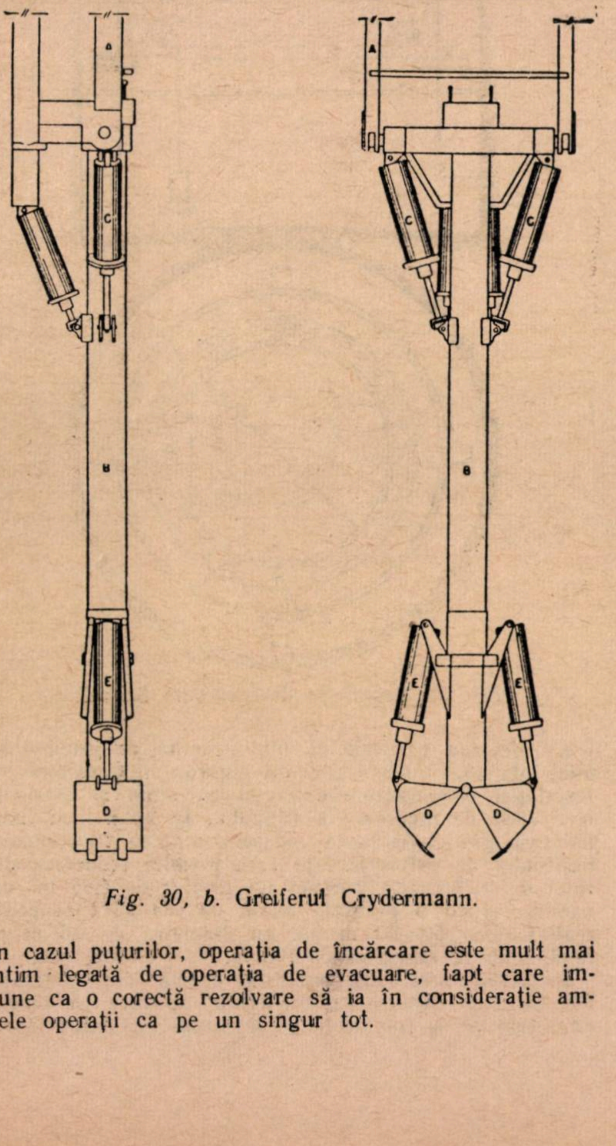


Fig. 30, b. Greiferul Crydermann.

In cazul puţurilor, operaţia de încărcare este mult mai intim legată de operaţia de evacuare, fapt care impune ca o corectă rezolvare să ia în consideraţie ambele operaţii ca pe un singur tot.

Din punct de vedere al încărcării propriu zise, în străinătate se foloseşte un singur utilaj şi anume greiferul care poate fi de mai multe tipuri. In U.R.S.S., S.U.A. şi Uniunea Sud Africană este folosit greiferul cu mai multe fălci, iar în Anglia şi în Canada găseşte o aplicare tot mai largă greiferul cu două fălci.

Dezvoltarea în domeniul mecanizării încărcării rocii la săparea puţurilor s-a făcut numai în direcţia creării unei instalaţii de deplasare a greiferului cît mai convenabil.

Dintre cele mai importante instalaţii de acest tip realizate în ultimul timp, vom expune în primul rînd pe cele de provenienţă occidentală, urmînd ca apoi să le tratăm pe cele de provenienţă sovietică care prezintă un interes deosebit ele făcînd trecere spre mecanizarea complexă a săpării puţurilor.

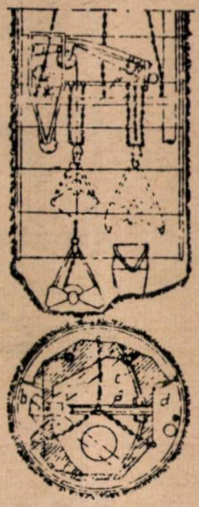


Fig. 31. Instalaţie franceză de încărcare.

Instalaţia Rieddell foloseşte un greifer cu două fălci şi este destinată în special săpării puţurilor cu secţiune dreptunghiulară. Troliul de manevrare a greiferului este montat pe o platformă automotoare ce se poate deplasa de la o extremitate la alta a profilului pe un cadru metalic suspendat în puţ de cadrele de susţinere (fig. 30 *a*). Ulterior instalaţia a fost adoptată şi pentru puţuri circulare în care caz platforma pe care este montat troliul greiferului se deplasează circular pe patru role ce culisează într-un inel de ghidaj plasat între inelele de susţinere provizorie. Instalaţia folosită în Uniunea Sud Africană şi în Canada

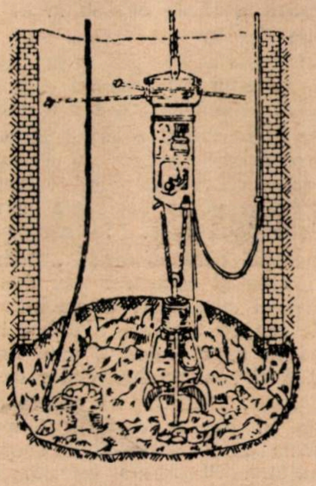


Fig. 32. Instalaţie de încărcare ghidată.

deservită de greifere Bolland sau Crydermann cu capacităţi de 0,2—0,6 m^3, permite realizarea unei productivităţi de încărcare pînă la 6 m^3/h.

Instalaţia de încărcat, construcţie franceză, este montată pe o platformă suspendată în puţ prin intermediul unui cablu (fig. 31). In platformă este practicat un orificiu destul de mare în care se poate roti braţul de care este suspendat greiferul. Capacitatea instalaţiei se citează a fi de 50—60 m^3/h.

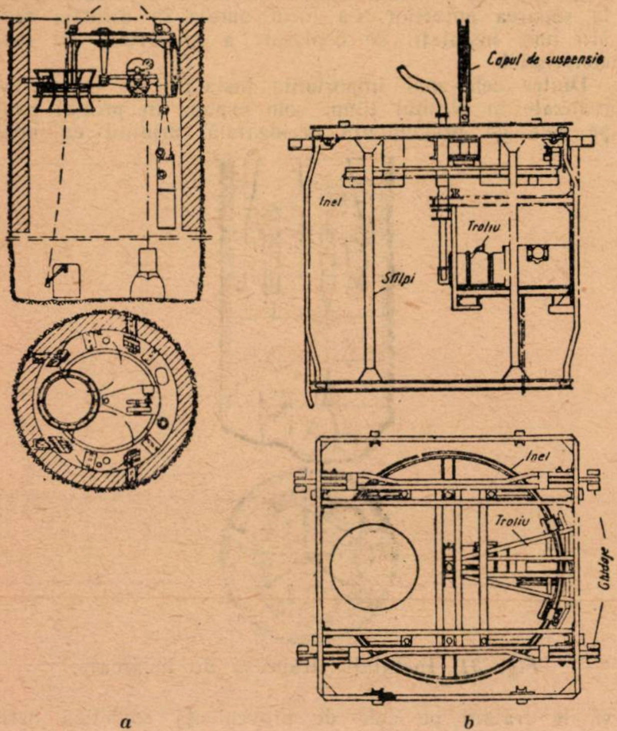


Fig. 33, a. Instalaţie de încărcare Demag.
Fig. 33, b. Instalaţie de încărcare tip Demag realizată în Franţa.

Instalaţia din fig. 32 sub forma unei cabine cu trei etaje, este suspendată în puţ prin intermediul unui cablu. Etajul superior al cabinei cuprinde trei tobe de troliu pe care se pot înfăşura sau desfăşura trei cabluri ale căror extremităţi se prind în peretele puţului. Etajul median cuprinde motorul de acţionare al troliilor alcătuit aşa fel încît atunci cînd cablul se înfăşoară pe una din tobe se poate desfăşura în mod corespunzător pe celelalte două tobe. In cabina inferioară stă mecanicul instalaţiei care comandă atît deplasarea cabinei, cît şi ridicarea şi coborîrea sau deschiderea şi închiderea greiferului suspendat de cabină. Această instalaţie cîntăreşte cca 16 t şi are o putere instalată de 25 CP, prezentînd în cazul folosirii unui greifer cu o capacitate de 0,34 m^3, o productivitate de 15 m^3/h.

Instalaţia Demag, (fig. 33, *a*) constă dintr-o platformă suspendată în puţ şi care în timpul funcţionării se poate rezema prin intermediul unor împingătoare de peretele puţului. Platforma este formată din două părţi concentrice, cea exterioară fixă şi cea interioară mobilă. Pe piesa mobilă se găseşte montat troliul greiferului care permite ridicarea acestuia printr-un spaţiu circular liber din aceeaşi platformă. După fiecare încărcare a greiferului, piesa interioară se roteşte cu orificiul pînă în dreptul chiblei unde se descarcă. Circulaţia chiblei se face, neghidat prin orificiul liber. O instalaţie asemănătoare a fost realizată şi în Franţa, cu singura deosebire că orificiul rămîne tot timpul fix în timp ce troliul de manevră al greiferului se poate deplasa pe o şină circulară, aproximativ pe toată periferia puţului (fig. 33, *b*). Pe acelaşi principiu funcţionează şi instalaţia Scheidt (fig. 34) care constă dintr-un inel solid fixat prin intermediul unor reazeme mobile în susţinerea definitivă a puţului. Pe o linie de ghidaj montată pe acest inel se poate deplasa troliul de acţionare a greiferului ceea ce permite o mai completă deservire a frontului de săpare fără a aduce o prea mare incomodare frontului de lucru.

In Uniunea Sud Africană se foloseşte pentru încărcare o instalaţie complexă ce constă din trei platforme la partea inferioară a cărora se găseşte instalaţia de încărcate. Troliul greiferului se poate deplasa în lungul unui braţ care la rîndul său se poate roti acoperind astfel o cît mai mare suprafaţă de front. Pe cele trei platforme se lucrează simultan la realizarea susţinerii definitive. Intregul agregat se poate deplasa în puţ cu o viteză de 15 m/s fiind deservit de o maşină de extracţie.

Instalaţiile de încărcat realizate în U.R.S.S. se pot caracteriza prin tendinţa de a se realiza o cît mai strînsă îmbinare între încărcare şi evacuare, deci prin tendinţa de a se reduce la maxim ciclul de încărcare — evacuare.

Instalaţia PGA (fig. 35) experimentată începînd din 1952, a fost definitivată în cel de al treilea tip şi a fost programată pentru fabricarea în serie. Instalaţia constă din trei platforme: cea superioară de pe care se poate realiza susţinerea definitivă, cea inferioară pe care se găseşte montat troliul greiferului ce se poate deplasa periferic şi cea mediană ce joacă rolul unui planşeu intermediar de siguranţă. Caracteristica instalaţiei o constituie extracţia cu schip şi existenţa unui siloz de încărcare a schipului. In acest mod funcţionarea greiferului este independentă de funcţionarea mijlocului de extracţie fapt care permite reducerea duratei de încărcare. Folosind un greifer de 0,85 m^3 capacitate şi cu o greutate totală de cca 25 t se poate realiza circa 50—60 m puţ cu diametru de 6,5 m pe lună, pînă la adîncimi de 700 m.

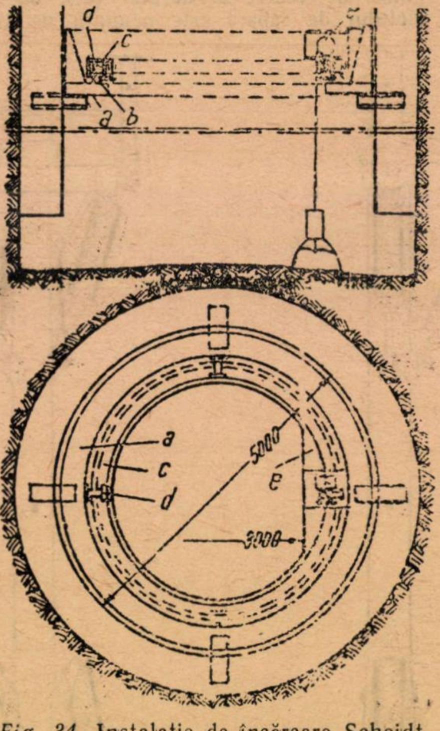


Fig. 34. Instalaţie de încărcare Scheidt

Instalaţia mai sus amintită derivă din instalaţia PG la care deplasarea greiferului se face în lungul unui braţ ce se roteşte în jurul axului instalaţiei fixată în puț la două nivele prin intermediul a cîte trei împingătoare hidraulice. Această instalație cîntărea cca. 15 t și folosea greifere de 0,5 m^3 capacitate.

Instalația KPG A (fig. 36) constă din trei platforme unite între ele printr-un tub central, în interiorul căruia se poate ridica un greifer care este descărcat deasupra platformei mediane în silozurile schipurilor ce pornesc de la nivelul acestei platforme. Pe platforma superioară sînt montate troliile de manevrare a greiferului. Caracteristica acestei instalații constă în folosirea unui greifer lung, de 2,5 m^3 capacitate, alcătuit din două fălci care cînd se desfac se extind pe lungimea unui diametru al puțului în săpare. Instalația cîntărește cca 82 t.

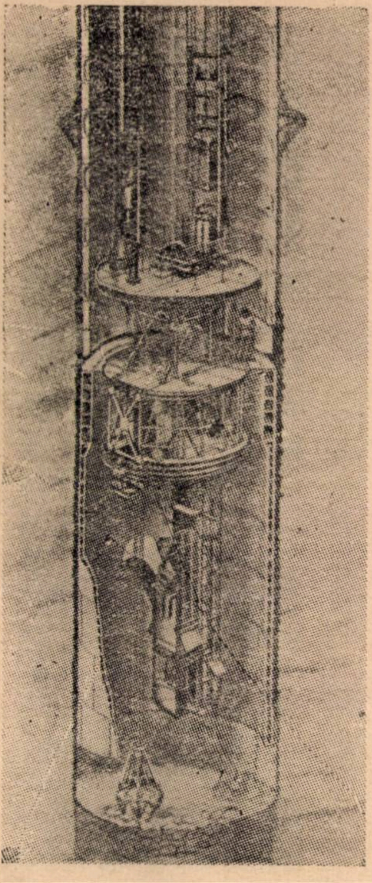


Fig. 35. Instalație de încărcare sovietică PGA.

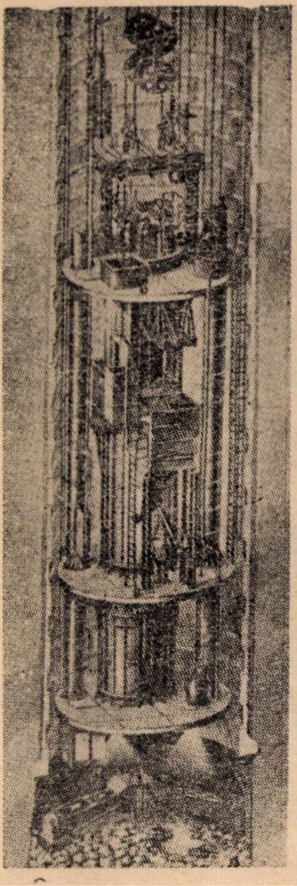


Fig. 36. Instalațe de încărcare sovietică KPGA.

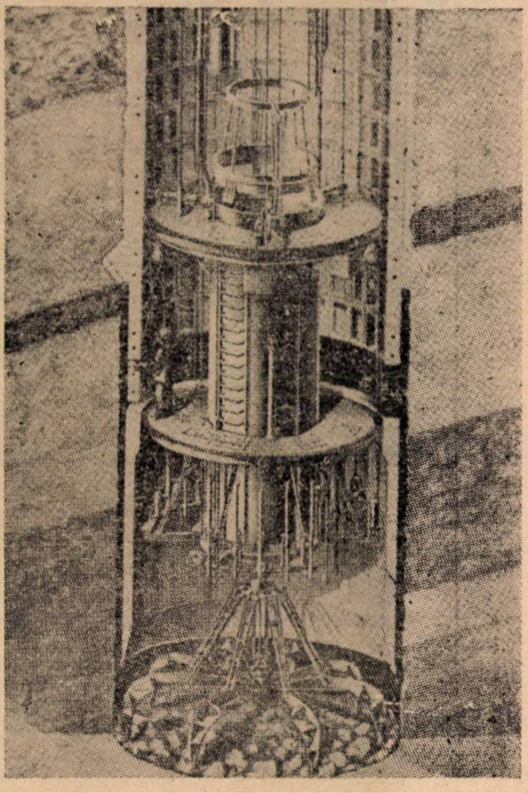


Fig. 37. Instalație de încărcare sovietică KN-7

Instalația K.N. 7 (fig. 37) este asemănătoare ca concepție cu instalația KPGA de care se deosebește prin faptul că folosește un greifer cu mai multe fălci, cu o capacitate de 2,5 m^3 care acoperă în poziția de încărcare întregul front de săpare cu un diametru de cca 7 m. O altă caracteristică a acestei instalații o constituie faptul că greiferul este în același timp și mijloc de extracție, el fiind ridicat și descărcat la suprafață. Tinzîndu-se spre o mecanizare cît mai înaintată a săpării s-a prevăzut sub platforma inferioară un cadru de perforare care poate fi coborît în frontul de săpare, permițînd funcționarea simultană a mai multor perforatoare grele. Instalația K.N.-7 cîntărește cca 70 t.

O instalație asemănătoare cu cea realizată în Uniunea Sud Africană este instalația KS-1 și KS-2. Instalația KS-1 (fig. 38) constă din cinci platforme unite prin două tuburi prin care circulă chiblele. Platforma inferioară folosește pentru manevrarea diferitelor instalații din puț, cea de a doua pentru realizarea susținerii provizorii, cea de a treia pentru turnarea betonului, iar între platforma a patra și a cincea se găsește montată o pîlnie prin care se trimite betonul pentru susținere.

Încărcarea se efectuează cu două greifere manevrate de pe dispozitive în consolă suspendate la periferia puțului sub platforma inferioară a instalației. Instalația KS-2 (fig. 39) este mult simplificată și cuprinde numai trei platforme, manevrare a celor două greifere efectuîndu-se prin intermediul unor trolii ce se pot deplasa circular sub platforma inferioară.

Instalația PD-1m nu poate fi considerată drept instalație de încărcare, ci o combină de săpare a puțurilor. Instalația (fig. 40) constă din organul planetar de tăiere deasupra căruia se găsește o platformă de pe care se poate realiza susținerea definitivă și încărcarea materialului provenit din puț. Inaintarea se face după sistemul prin pășire, în pași de cîte 1 m. Greutatea instalației este de cca 100 t cu o putere instalată de 550 kW.

Instalația UKB-3,6 m permite forarea puțului cu ajutorul unor coloane goale ce se coboară în puț de care este fixată sapa ce taie 1/3 din secțiunea puțului, restul materialului fiind extras din puț sub forma unei carote cilindrice cu diametrul de 3,1 m, 5 m înălțime și 100 t greutate fiecare.

Instalația de forare „Uralmașzavod" forează puțuri cu diametre pînă la 6,2 m, realizate în trei trepte: inițial un foraj de ghidare cu diametrul de 1,2 m este lărgit pînă la 3,6 m și apoi pînă la 6,2 m. Această instalație experimentată la mina nr. 5 Novo-Yolinsk a permis realizarea a 62,5 m de puț pe lună.

Ultima noutate în materie de săparea puţurilor o constituie forarea de puţuri cu diametrul de 2 m, folosind turbine cu reacţie. Instalaţia de provenienţă sovietică constă din 3—4 turbobure paralele dotate cu sape cu role care se rotesc atît în jurul axei lor, cît şi în jurul axei întregii instalaţii, materialul sfărîmat fiind transportat prin intermediul noroiului de foraj.

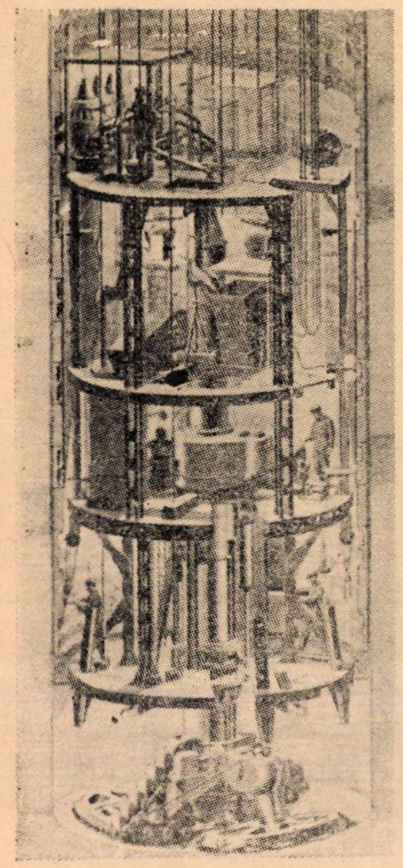


Fig. 38. Instalaţie de încărcare sovietică KS-1.

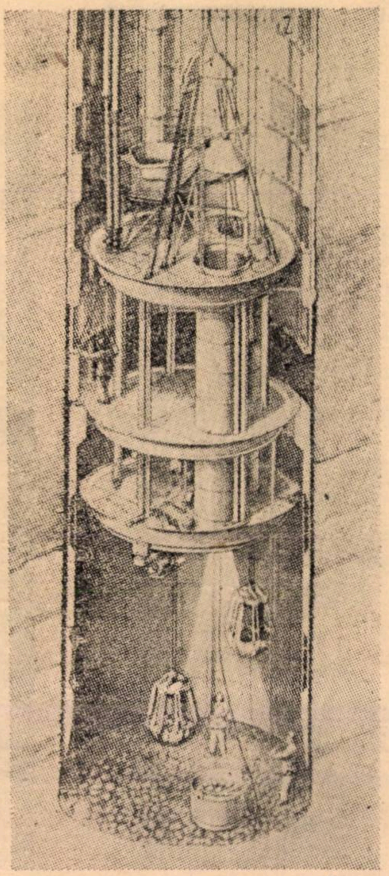


Fig. 39. Instalaţie de încărcare KS-2

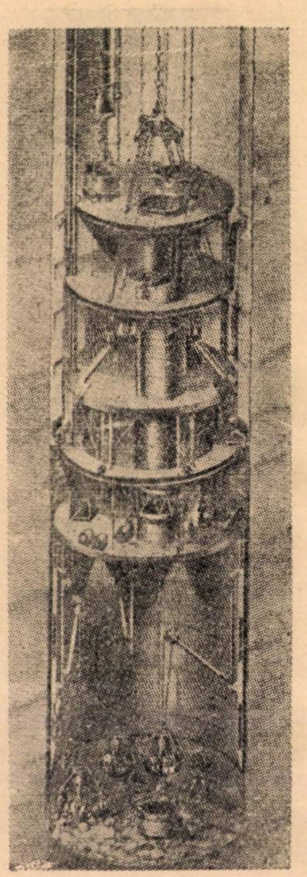


Fig. 40. Instalaţia de încărcare PD-1 m

Este foarte greu de spus în prezent care ar fi linia justă în cea ce priveşte încărcarea la săparea puţurilor. Pornind de la faptul bine stabilit şi generalizat că greiferul este cel mai indicat mijloc de mecanizare a încărcării ar fi de discutat numai asupra celei mai indicate instalaţii de manevrare a acestor greifere în frontul de lucru al puţului. În primul rînd nu trebuie de uitat că există pe de o parte soluţia cu o instalaţie de manevrare a unui greifer unic care să poată acoperi tot frontul de săpare şi soluţia cu dotarea frontului de săpare cu două, trei sau chiar şi patru greifere ce lucrează simultan. Din punct de vedere al complicaţiilor ce survin în frontul de lucru, pare mai comodă soluţia cu două greifere, deoarece, manevrarea unor instalaţii greoaie în puţ este destul de dificilă. În al doilea rînd ar trebui luate în consideraţie instalaţiile uşoare de manevrat greiferele şi care nu mai au şi altă destinaţie (tipul Riddell sau ghidat). Instalaţiile grele de încărcare, sînt abia în faza de experimentare şi folosirea lor va modifica foarte mult tehnologia săpării puţurilor.

În ce priveşte mecanizarea complexă la săparea puţurilor acesta este un domeniu de importante realizări în viitor şi care va depăşi cu mult mecanizarea complexă a săpării galeriilor, dat fiind posibilitatea mult mai comodă a obţinerii unor împingeri mai mari şi mai uniforme a organului de tăiere pe frontul de lucru.

Mecanizarea încărcării la săparea puţului nu este impusă numai pe motiv de îmbunătăţire a condiţiilor de muncă, ci are un justificat fundament economic. Astfel, după cum se poate vedea din fig. 41, productivitatea muncii este aproape dublă în cazul mecanizării încărcării, iar preţul de cost este cu cca 40% mai redus decît în cazul încărcării manuale.

După cum am mai amintit, eficacitatea mecanizării încărcării nu apare decît în cazul în care şi evacuarea este mecanizată şi mai ales dimensionată în mod corespunzător. Datorită poziţiei frontului de lucru, întîrzierea evacuării rocii din front poate produce nu numai întîrzieri în înaintare, ci completa stagnare a săpării, lucru care nu apare atît de evident în cazul săpării galeriilor.

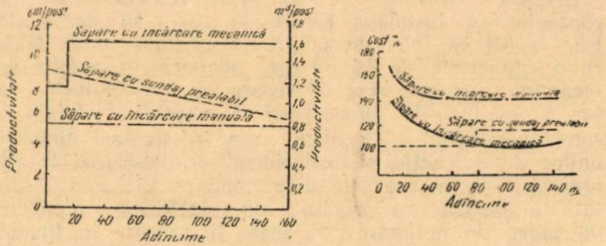


Fig. 41. Variaţia indicilor tehnico-economici în cazul mecanizării încărcării la săparea puţurilor.

Primul element de care depinde realizarea unei evacuări cît mai active este capacitatea chiblei. In prezent se folosesc numai rareori chible cu capacităţi sub 1 m^3, cele mai folosite capacităţi fiind cele de 1,5 m^3. Cercetările întreprinse în ultimul timp în U.R.S.S. au dovedit existenţa unei strînse interdependenţe între tipul instalaţiei de încărcare şi capacitatea chiblei, domeniul optim cuprinzînd chiblele cu capacităţi de 1—2 m^3. Aceleaşi cercetări au dovedit că din punct de vedere al capacităţii de extracţie funcţionarea simultană în acelaşi puţ a două instalaţii cu simplu efect, fiecare este cu 25—65% mai mare decît în cazul folosirii unei instalaţii unice cu dublu efect, ceea ce atrage după sine şi posibilitatea obţinerii unor viteze mai mari de săpare, deşi puterea instalată şi cheltuielile de investiţii se măresc mai mult, iar măsurile de siguranţă sînt mai complexe. Obţinerea unor viteze mari de săpare (cca 100 m/lună) este posibilă în puţuri de 400—500 m adîncime chiar folosind o singură instalaţie de extracţie cu simplu efect; ceea ce contează este stabilirea corectă a capacităţii chiblei şi în funcţie de aceasta a puterii instalaţiei. In acest sens sînt interesante încercările de automatizare a descărcării chiblei la gura puţului care în afară de urmările legate de mărirea productivităţii muncii oferă şi posibilitatea reducerii ciclului de extracţie şi ca atare mărirea capacităţii de extracţie a unei instalaţii.

6. *SUSŢINEREA LUCRĂRILOR MINIERE*

In acest domeniu, se remarcă un fenomen general în industria minieră mondială şi care poate fi exemplificat prin lipsa de lemn de susţinere. Folosit un timp destul de lung, drept unic material de susţinere, lemnul a fost consumat în cantităţi uriaşe care au dus, mai înainte de apariţia unei raţionalizări a consumului lui, la o secătuire a rezervelor forestiere. In prezent în toate ţările se remarcă efortul continuu depus în vederea reducerii consumului de lemn de mină şi în înlocuirea lui la susţinere. In timp ce pentru abataje singura linie urmată în prezent este introducerea susţinerii metalice, pentru susţinerea lucrărilor miniere se remarcă două linii şi anume: în vest se tinde mai mult pentru introducerea susţinerii metalice, realizare ce se află într-un stadiu destul de înaintat, iar în est este în studiu de experimentare introducerea prefabricatelor din beton.

Tabela 14

Consumul specific de lemn de mină (m^3/1 000 t)

Anul \ Ţara	Belgia	Franţa	Olanda	Germania	Anglia
1909—1913	43,1	49,3	34,8	31,3	13,5
1950	—	—	24,4	—	13,4
1951	36	43,1	—	26,35	—
1954	—	35,8	—	24,4	—

Tabela 15

Numărul de stîlpi metalici folosiţi în abataj

Anul \ Ţara	Franţa	Germania	Anglia
1951	373 315	556 000	1 500 000
1954	459 000	1 360 200	—

Pe baza unor statistici O.N.U. dăm în tabela 14 consumurile de lemn dintr-o serie de ţări europene cu industrie carboniferă mai dezvoltată.

Datele din tabela 14 arată clar reducerea continuă a consumului specific de lemn de mină ce s-a putut obţine în primul rînd prin introducerea stîlpilor metalici în abataj a căror folosire, după cum rezultă din tabela 15 a crescut foarte mult.

Tendinţa de reducere a consumului specific de lemn de mină apare şi mai evidentă dintr-o planificare comunicată de O.N.U. a acestei cifre pentru anul 1960, comparativ cu 1950, în ţările cu industrie minieră din Europa (tab. 16).

După cum rezultă din aceste cifre se prevede ca într-o perioadă de 10 ani consumul specific de lemn să se reducă cu cca 20%.

Deoarece după cel de al doilea război mondial, în toate ţările din Europa s-a făcut simţită nevoie măririi greutăţii specifice a industriei miniere în cadrul industriei grele şi pentru realizarea acestei idei s-a trecut la dezvoltarea minelor existente şi la deschiderea de noi unităţi productive, o reducere importantă a consumului specific de lemn se poate obţine înlocuind cît mai mult lemnul de la susţinerea lucrărilor miniere.

In tabela 17 se arată conform unor date O.N.U. care era situaţia în ce priveşte susţinerea lucrărilor miniere în Belgia, Franţa şi Anglia în 1951.

Date mai complete şi mai recente au fost comunicate în 1956 la conferinţa sovieto-polonă de la Moscova în domeniul mecanizării. Aceste date sînt cuprinse în tabela 18.

Datele se referă numai la industria carboniferă şi ele permit să tragem concluzia amintită anterior, a stadiului mai avansat al susţinerii metalice faţă de cea din beton şi mai ales a stadiului mai avansat al susţierii metalice a galeriile în ţările apusene ale Europei.

Consumul total de lemn de mină în Europa în 1950 a fost de 19 milioane m^3 cifră ce reprezintă 10% din

Tabela 16

Consumul specific de lemn de mină (m^3/1 000 t)

Anul \ Ţara	Belgia	Cehoslovacia	Franţa	Olanda	Germania	Polonia	Saar	Anglia	Alte ţări europene
1950	39,5	20	42	20,4	25,1	20,5	25,0	13,4	25
1966	31,5—35,5	16—18	33,5—38	16,3—18,4	20—22,5	16,4—18,5	20—22,5	10,7—12,1	20—22,5

consumul mondial total de lemn. Din acesta 3/4 au fost în exploatările de lignit și cărbuni. Pentru viitor se prevede mărirea consumului la cca 18 milioane m^3 pentru o producție cu 50% mai mare decît cea din 1950, aceasta deoarece exploatarea zăcămintelor de cărbuni în Europa se va face în condiții mai grele datorită coborîrii în adîncime.

Tabela 17

Susținerea lucrărilor miniere în Belgia, Franța și Anglia în 1951

Felul susținerii / Țara	Belgia	Franța	Anglia
Metraj de galerii considerat, km	2 033	4 993	21 128
Din care susținut cu lemn, %	10,4	25	25,8
Idem cu metal, %	70,3	44,1	67,7
Cadre Toussaint—H	70,3	33,4	67,7
Cadre Molle	—	0,1	—
Cadre Clement	—	10,6	—
In metal și lemn, %	1,2	—	—
In beton, %	13,5	11,4	—
Nesusținute, %	—	—	6,5
Lungimea de galerii, km/milion tone producție anuală	68,7	94,2	93,9

In țara noastră consumul specific de lemn de mină pentru înaintările în cărbune și steril a variat în mod foarte neregulat desprinzîndu-se totuși tendința de reducere mai pronunțată în exploatările din bazinul Văii Jiului față de exploatările de lignit, după cum rezultă din tabela 19.

Variația de mai sus se explică pe de o parte prin introducerea susținerii metalice a galeriilor în Valea Jiului și prin condițiile mult mai grele de presiune a rocilor în care se găsesc noile exploatări de lignit.

Pentru 1960 se prevede un consum specific de lemn de cca. 0,051 m^3/m^3 (calculat inclusiv producția de cărbuni) ceea ce arată necesitatea rezolvării cît mai urgente a problemei susținerii galeriilor și puțurilor.

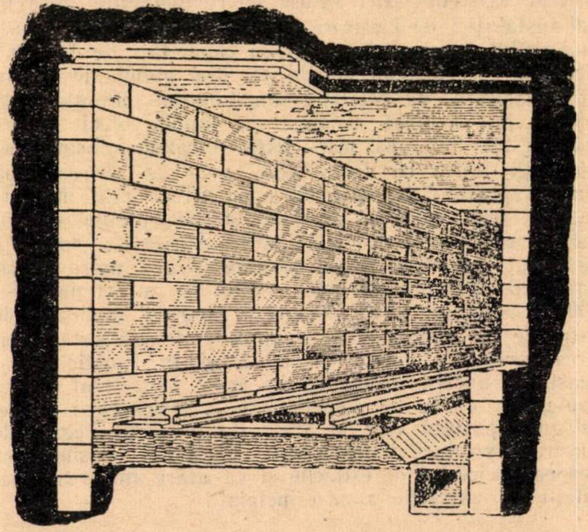


Fig. 42. Susținerea mixtă din plăci de beton armat.

Pentru început vom analiza susținerea din beton pentru galerii deoarece aceasta prezintă o mai mare importanță pentru țara noastră. In prezent în țări ca U.R.S.S., R. P. Ungară și R. P. Bulgaria este în curs experimentarea a diferite tipuri de susțineri prefabricate din beton. Intr-un stadiu mai înaintat al soluționării această problemă se găsește în R. P. Bulgaria, dar pînă în prezent nu avem suficiente date în această privință.

Susținerea din prefabricate din beton permite ca pe

Tabela 18

Modul de susținere a lucrărilor miniere (% din metrajul săpat)

Felul susținerii / Țara	U.R.S.S.	Anglia	Franța	R. F. Germană
Lemn	81,7	28,0	26,0	11,0
Lemn și metal	—	—	—	30,0
Metal	14,0	65,0	56,0	8,0
Beton armat	4,3	—	12,0	3,0
Beton	—	—	—	5,0
Nesusținut	—	7,0	6,0	3,0

Tabela 19

Consumul specific de lemn la înaintări (m^3/m^3)

Beneficiarul / Anul	1951	1952	1953	1955	1955
Bazinul Văii Jiului	0,149	0,127	0,110	0,081	0,086
Dir. Gen. a Cărbunelui București (Lignit)	0,079	0,084	0,076	0,127	0,107
Pe industria carboniferă	0,119	0,108	0,095	0,104	0,098

lîngă economie de lemn să se obțină și o industrializare a fabricației și montării acestora. Confecționarea elementelor de susținere în uzine dotate cu un utilaj și o tehnologie modernă permite obținerea unor susțineri de bună calitate și la un preț de cost redus, în timp ce folosirea de elemente prefabricate în mină, unde este necesar numai montajul lor permite mărirea ritmului de execuție a lucrărilor de susținere și reduce prețul de cost, îmbunătățind condițiile lor de exploatare. Alte avantaje ale susținerii din prefabricate de beton pot fi considerate: reducerea secțiunii de săpare a lucrărilor miniere, preluarea presiunii imediat după montare, durata îndelungată de serviciu, ceea ce se traduce și prin cheltuieli mult reduse de întreținere.

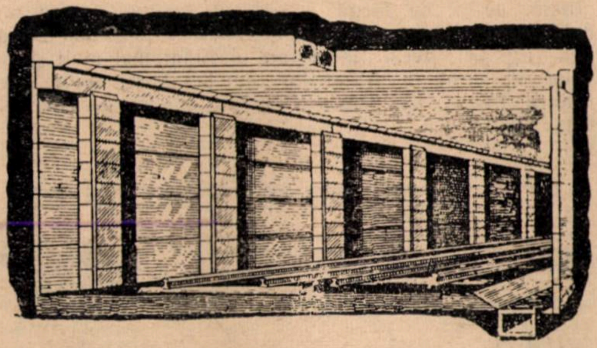


Fig. 43. Susținerea mixtă din bolțari cu coastă de întărire din beton armat și grindă din elemente prefabricate.

În U.R.S.S. problema folosirii betonului la susținerea lucrărilor miniere a fost atacată în trei direcții: susținerea cu bolțari, susținerea mixtă cu bolțari și elemente prefabricate și susținerea din prefabricate de beton armat. În ce privește susținerea cu bolțari, cercetările au fost întreprinse nu numai în direcția folosirii betonului, ci și a altor materiale cum ar fi, spre exemplu, sgura metalurgică.

Susținerea din beton destinată deschiderilor mari (camere sau rampe) se deosebește de susținerea obișnuită de acest tip prin intercalarea între rînduri transversale de bolțari a unor împletituri de fier-beton, care apoi erau integrate în beton formînd o serie de coaste.

Susținerile mixte studiate pot fi de două tipuri: fie cu pereți din bolțari și grinzile din beton armat comprimat sau nu, sau din plăci de beton ușurate (fig. 42), fie cu pereți din bolțari și coaste de întărire de beton armat și grinzile din elemente precomprimate de beton armat (fig. 43). Susținerile din elemente prefabricate de beton precomprimat au fost studiate fie pentru secțiunea dreptunghiulară, fie pentru secțiunea trapezoidală.

Primele tipuri de astfel de susțineri au fost experimentate încă din 1952 și rezultatele obținute sînt cele cuprinse în tabela 20.

Tabela 20

Comparația susținerii metalice din beton și din prefabricate de beton, din punct de vedere al prețului de cost și al productivității la montare

Tipul susținerii	Total %	Costul pe m de susținere față de cadrele metalice cu strîngători de lemn		Norma de lucru	Norma realizată	Viteza de realizare a susținerii	
		Manoperă de montaj %	Materiale %	m/post	m/post	m/schimb	m/lună
Cadre metalice cu strîngători de lemn	100	20	80	0,71	0,80	3,20	92
Pereți și boltă din beton turnat	250	15	85	0,36	0,36	1,44	51
Pereți din bolțari și boltă din beton turnat . . .	265	13	87	0,43	0,45	1,80	64
Pereți din bolțari grindă și bandaje strîngători din beton armat . . .	166	15	85	0,60	0,71	2,84	80
Pereți din bolțari și grindă profilată din beton armat	158	14	86	0,73	0,73	2,92	82
Susținere complectă din elemente prefabricate din beton armat (stîlpi cu console de descărcare)	94	19	81	0,80	1,00	4,00	112

Din tabela 20 rezultă că în general costul susţinerii în beton este mai mare ca cel al susţinerii metalice. Această ideie nu este însă valabilă oricînd şi oriunde deoarece pe deoparte stadiul de experimentare este legat de preţuri de cost (de fabricaţie în special) mai mari ca cele existente în cazul unei folosiri normale, iar pe de altă parte în unele regiuni economia de metal impune costuri mai ridicate susţinerii metalice. În ce priveşte productivitatea, aceasta este sensibil egală atît la susţinerea metalică cît şi la cea din prefabricate de beton armat.

Dintre aceste tipuri de susţineri din prefabricate (susţineri rigide) o extindere mai mare se pare că a căpătat susţinerea trapeziodală cu console de descărcare. Introducerea acestui tip de susţinere în Donbass a permis urmărirea mai în detaliu a laturei economice a problemei. Astfel dacă în tabelul anterior s-au comparat susţinerea din beton, cea metalică şi cea din prefabricate de beton numai din punctul de vedere al costului de fabricaţie şi al productivităţii de montare, prezintă interes şi compararea din punct de vedere al costurilor de transport şi al consumului de materiale (tab. 21).

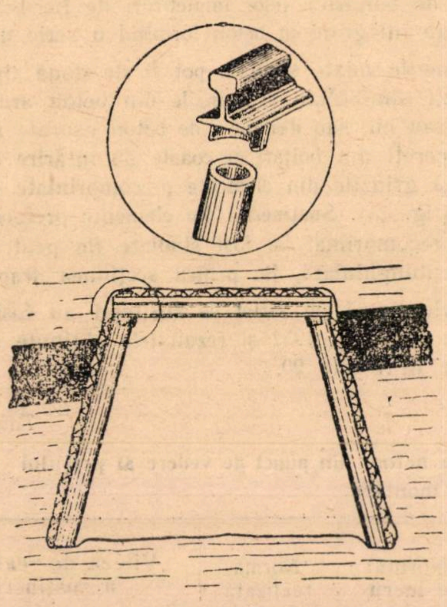


Fig. 44. Susţinerea trapezoidală din stîlpi tubulari din beton armat şi grinzi metalice.

Din tabela 21 totodată rezultă că cea mai oneroasă susţinere din punct de vedere economic rămîne cea din beton monolit, cea din prefabricate de beton putînd concura în condiţiile amintite cu cea metalică. Important este însă şi faptul că susţinerea din prefabricate din beton nu reuşeşte să economisească mai mult de 50% din metalul necesar realizării susţinerii metalice.

Dintre tipurile de susţinere mixte, în U.R.S.S., o răspîndire destul de largă a obţinut susţinerea trapezoidală cu stîlpi tubulari din beton armat şi grindă metalică (fig. 44). Acest tip a fost destinat mai mult galeriilor în strat şi galeriilor de pregătire, unde susţinerea trebuie să prezinte şi un anumit caracter de elasticitate.

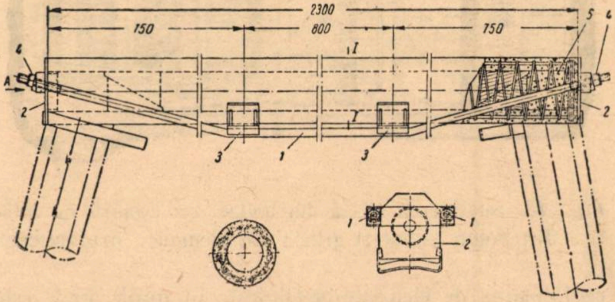


Fig. 45. Grindă din beton armat precomprimat tip VNIOMŞS.

Ulterior grinda metalică a fost înlocuită cu o grindă tubulară din beton armat dotată şi cu tiranţi pentru precomprimare (fig. 45). Acest tip de susţinere a permis reducerea consumului mediu de metal de la 270 t/km la susţinerea metalică şi 140 t/km la susţinere cu stîlpi tubulari şi grindă metalică pînă la 80 t/km, iar costul susţinerii s-a redus cu 25—30% faţă de susţinerea metalică (pentru secţiuni echivalente). Pentru a obţine o elasticitate şi mai ridicată, stîlpii s-au confecţionat din două bucăţi: partea inferioară sub formă de cep de lemn ce pătrunde în stîlpul tubular din beton armat. In acest mod s-au obţinut stîlpi cu o sarcină portantă de 10—12 t la începutul perioadei elastice şi 15—17 t la sfîrşitul acesteia pentru ca final să poată prelua la rigiditate completă cca 45 t. Aceste tipuri de susţineri au fost elaborate de VNIIOMSS. VUGI a realizat o susţinere din elemente prefabricate de beton, articulată (fig. 46). Elementele sînt din beton precomprimat iar articulaţia se obţine prin intermediul unor grinzi de lemn rotund. In comparaţie cu susţinerea articulată metalică, susţinerea aceasta articulată din elemente prefabricate din beton necesita, pentru

Tabela 21

Comparaţia susţinerii metalice, a celei din beton şi prefabricate din beton armat, din punct de vedere al transportului şi al consumului de materiale, în %

	Transport la suprafaţă		Transport în subteran	Cheltuieli totale de transport	Cost total al susţinerii montate	Susţinerea lucrării m^2	Consum de materiale		
	cale ferată	auto					beton m^3	metal kg	ciment kg
Cadre metalice cu strîngători de lemn	290	100	350	100	100	5,0	—	135	—
Pereţi şi bolta din beton turnat	1 440	1 200	21 00	675	190	4,9	2,2	—	550
Susţinere trapezoidală din cadre prefabricate de beton	610	320	640	225	88	4,9	0,47	79	185

secţiuni echivalente şi pentru aceleaşi capacităţi portante, o cantitate de metal de cinci ori mai redusă prezentînd şi o mai mare elasticitate.

Primele rezultate obţinute în folosirea susţinerii din prefabricate de beton simplu sau precomprimat au condus la ideia posibilităţii folosirii acestora nu numai în lucrările miniere de lungă durată şi cu regim de presiune constant şi mai mult sau mai puţin uniforme, ci şi în lucrări miniere cu regim variabil de presiuni şi chiar în condiţiuni geologice foarte grele sau mai precis în roci care umflă şi unde se impunea realizarea unui profil complet închis.

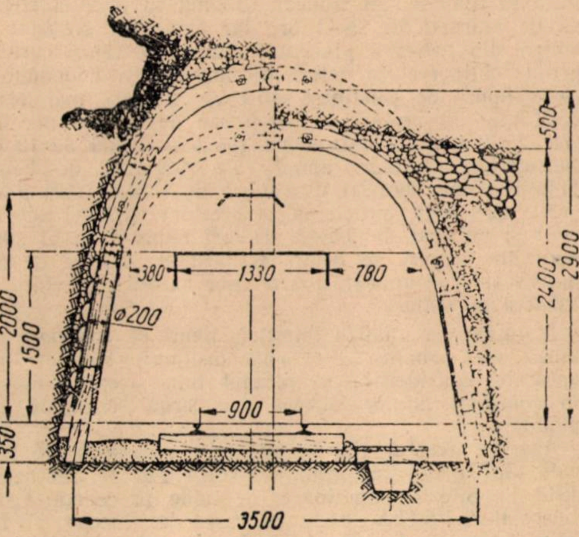


Fig. 46. Susţinerea articulată din elemente prefabricate de beton.

La săparea lucrărilor miniere în argilă cu tendinţă spre umflare şi curgere, există cazuri cînd în decurs de cîteva zile de la realizarea susţinerii definitive aceasta este supusă deformării fiind urmată de o umflare a rocii ce ajunge uneori la o viteză de 200 mm/zi.

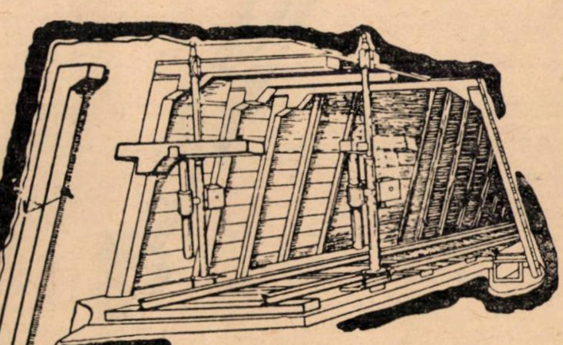


Fig. 47. Schema mecanizării susţinerii cu ajutorul coloanelor.

Măsurările de presiune efectuate de VNIMI, în roci ce umflă arată că presiunea asupra susţinerii creşte foarte repede atingînd valori de 87—150 t/m²(în direcţie verticală) şi 60—70 t/m² (în direcţie orizontală). Susţinerile obişnuite, datorită schemei statice mai raţionale, beton monolit cu armătură elastică sau rigidă sau diferite tipuri de susţinere poligonale din lemn, deşi pot prelua presiuni mult mai mari în comparaţie cu susţinerile obişnuite care datorită schemei statice mai raţionale totuşi prezintă neajunsul unui consum mare de material şi a greutăţii de realizare. Astfel pentru realizarea unei susţineri inelare din beton monolit pe 1 m galerie cu secţiune 4,9 m² este necesară consumarea a 6 m³ beton, şi 1,49 t metal. Realizarea acestei susţineri nu asigură menţinerea rocii în echilibru în intervalul de la săpare pînă la susţinerea definitivă. Constatări asemănătoare se pot face şi asupra susţinerii din beton monolit cu armătură rigidă.

Cercetările întreprinse în domeniul combaterii acţiunii umflării rocilor întreprinse în special de VNIMI şi Institutul minier al Academiei Republicii Sovietice Socialiste Gruzine au determinat două direcţii principale de activitate şi anume: calea fizico-chimică de acţionare asupra rocii desvelite prin săpare în scopul modificării proprietăţilor ei fizico-mecanice şi calea realizării construcţiilor care să permită starea de umflare a rocilor.

Cercetările întreprinse în direcţia realizării de noi construcţii au pornit de la premiza realizării de susţineri cu o schemă statică care în decursul funcţionării să permită folosirea la maxim a reazimului elastic al rocii; să se părăsească ideia construcţiilor din beton monolit şi să se folosească prefabricate ce pot prelua sarcini din momentul montării; reducerea pînă la limită a duratei dintre săparea lucrărilor şi armarea ei în vederea stabilirii stării iniţiale de tensiuni din roca şi împiedecarea deplasării acesteia.

Unele studii occidentale, în special germane, pornind de la premiza folosirii mai mult a susţinerii metalice chiar în cazul rocilor ce umflă, propun ca între perioada săpării şi cea a realizării susţinerii definitive să se lase o perioadă mai lungă de timp care să permită deplasarea rocii şi deci reechilibrarea masivului, în această nouă stare de tensiuni. După redeschiderea lucrării se procedează la susţinerea ei definitivă. Uneori se afirmă necesitatea a două astfel de redeschideri.

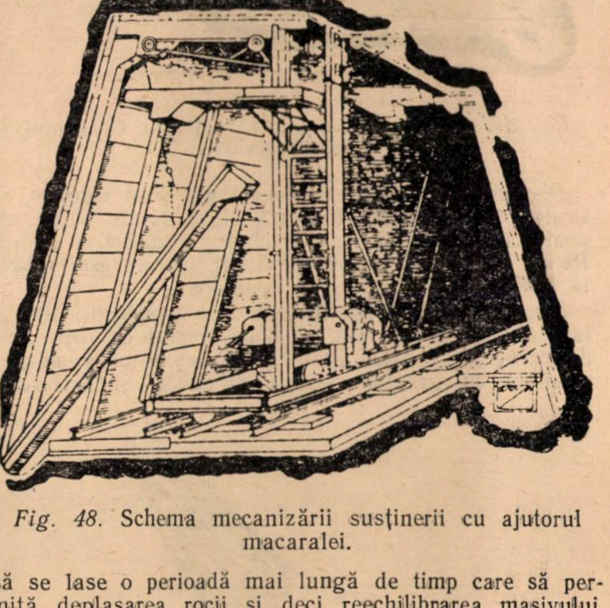


Fig. 48. Schema mecanizării susţinerii cu ajutorul macaralei.

În U.R.S.S. s-a considerat ca justă folosirea principiului deformării preliminare (de la montaj) a susţinerii articulate, aceasta permiţînd folosirea la maxim a reazimului elastic al rocii şi anularea practic completă a momentelor încovoietoare din elementele susţinerii. Lipsa acestor momente încovoietoare şi a forţelor transversale care ar reduce secţiunea susţinută arată economicitatea acestui tip de susţinere.

În ţara noastră problema susţinerii din prefabricate de beton se găseşte în stadiul de experimentare industrială. Principalele tipuri experimentale sînt: susţinerea trapezoidală din elemente precomprimate din beton armat cu console de descărcare şi susţinerea poligonală din elemente precomprimate din beton, articulată cu lemn rotund. Pînă în prezent perioada scurtă de timp, volumul redus şi diversitatea redusă ale condiţiunii în care au fost încercate aceste susţineri nu permit obţinerea unor concluzii generale. Ceea ce este important este faptul că aceste susţineri vor permite în multe cazuri înlocuirea lemnului şi metalului în condiţiuni a căror economicitate va fi cu atît mai mare cu cît fabricarea acestei susţineri va obţine un caracter mai industrial.

Unul din cele mai mari neajunsuri ale susţinerii din elemente prefabricate de beton îl constituie greutatea mare a elementelor, fapt care îngreunează montajul. Preocupîndu-se de această problemă VNIIOMSS a propus trei scheme de mecanizare a acestei susţineri care se pot vedea în fig. 47, 48, 49.

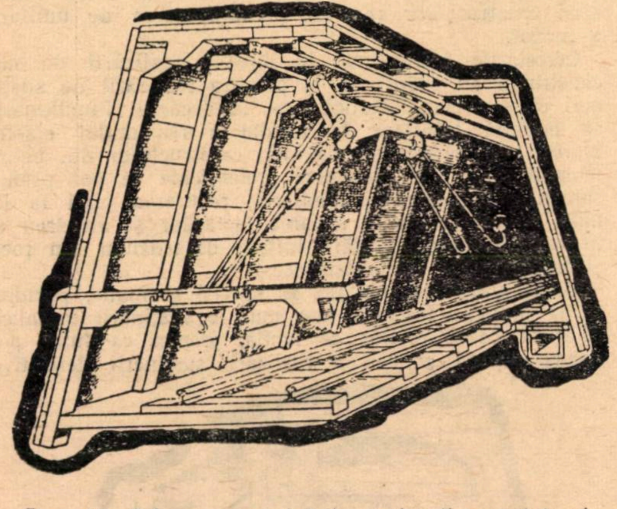


Fig. 49. Schema mecanizării susţinerii cu ajutorul braţului elevator.

Dispozitivul din fig. 48 constă din două coloane verticale ce se fixează în vatră şi în tavan şi pe care poate culisa cîte un suport telescopic manevrat manual. Pe cei doi suporţi se plasează grinda care este ridicată la înălţimea dorită pentru montare.

Dispozitivul din fig. 49 este mai complicat, fiind de fapt o macara montată pe două trenuri de roţi. Acest dispozitiv deşi face posibilă şi manevrarea stîlpilor simultan cu grinda, creiază dificultăţi şi întreruperi în ciclul normal de săpare. Cel mai comod dispozitiv poate fi cel din fig. 50; un braţ elevator este manevrat cu ajutorul unui cilindru pneumatic ce culisează pe două şine plasate sub grinzile montate anterior. Toate aceste dispozitive se găsesc încă în stadiul de experimentare.

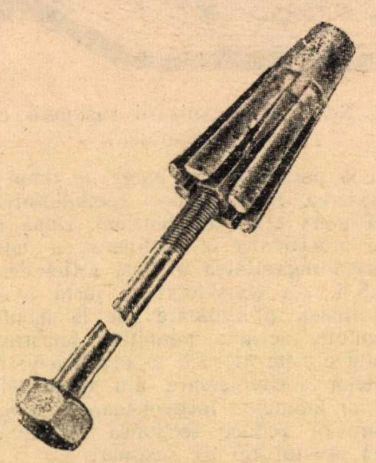


Fig. 50. Bulon Ankrall.

In ultimul timp tot în U.R.S.S. a fost experimentată folosirea bolţarilor de sgură metalurgică. Acest material nu este deficitar şi nu prezintă nici pericolul atacării de apele acide din mine. Experimentările efectuate cu sgura de la topitoriile de cupru au stabilit că bolţarii de sgură suportă presiuni destul de mari. Astfel în perioada 1951—1954 un tronson de galerie susţinută cu astfel de bolţari s-a menţinut în stare perfectă în timp ce un tronson susţinut în lemn a trebuit să fie rearmat de 2—3 ori, iar tronsonul susţinut cu bolţari din beton a prezentat numeroase fisuri care au permis obţinerea de deformaţii importante. Economic aceste tipuri de susţinere sînt de 1,8 ori mai eftine decît cea din bolţari de beton sau de 5,6 ori mai ieftine decît susţinerea în lemn (pe o perioadă de 10 ani considerînd rearmări anuale ale susţinerii de lemn). Folosirea unor bolţari din sgură de furnal înalt a dovedit rezistenţă suficientă a acestora (800—1 400 kg/cm^2) şi un cost de 2,5—3 ori mai redus decît al susţinerii din bolţari de beton. Bolţarii cu defecte de turnare se pot recunoaşte foarte uşor datorită greutăţii lor sub cea normală.

Inainte de a analiza diferitele tipuri de susţinere metalică vom aborda problema susţinerii bulonate sau ancorate, considerată în ultimul timp drept realizarea în domeniul minier cu cea mai largă şi rapidă răspîndire.

Apariţia acestui tip de susţinere este încă necunoscută. Se afirmă că prima încercare s-ar fi efectuat în 1912 în Silezia superioară, de unde procedeul a fost importat în S.U.A. unde aplicarea lui începe să facă vîlvă începînd de prin 1947. In prezent în S.U.A. susţinerea ancorată este aplicată în cca 700 întreprinderi cu un consum lunar total de 2 500 000 buloane. Se mai aminteşte de asemenea că cca. 26% din producţia anuală de cărbuni a S.U.A. este obţinută de abataje ce folosesc susţinerea bulonată. In Anglia, procedeul aplicat iniţial la minele Riddley se afirmă tot mai mult pătrunzînd şi în abatajele cu front lung din exploatările de cărbuni din Scoţia şi Anglia. In Franţa susţinerea ancorată a fost aplicată în exploatările de fier din Lorena, iar în Saar a trecut de la susţinerea galeriilor la susţinerea abatajelor. O răspîndire foarte mare obţine noul procedeu de susţinere în Canada şi în minele de fier din Norvegia. In U.R.S.S. susţinerea ancorată este aplicată mai pe larg în exploatările estoniene de şist şi în prezent este în curs de experimentare în Kuzbass.

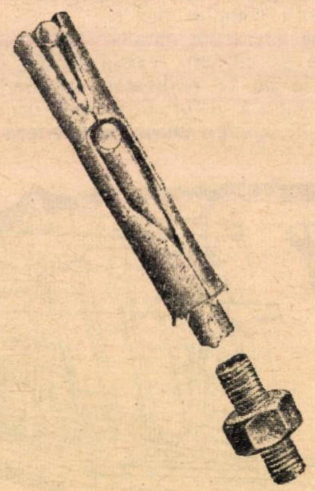


Fig. 51. Bulon Boltex.

Din cele de mai sus rezultă că larga şi rapida răspîndire a susţinerii ancorate dovedeşte eficacitatea sa şi avantajele sale tehnico-economice pentru o gamă destul de largă de condiţii miniere. De asemenea exemplele practice dovedesc justeţea folosirii acestui tip de susţineri în lucrări de orice fel de destinaţie: de la galerii principale pînă la abataje. Nu este de neglijat faptul că unul din motivele care au asigurat succesul acestui procedeu îl constituie şi caracterul economic al folosirii sale.

Experienţa ultimilor ani arată că susţinerea ancorată faţă de celelalte moduri de susţinere permite completa mecanizare a lucrărilor de armare, împiedică producerea de prăbuşiri în frontul de lucru, reduce secţiunea necesară de săpare, măreşte capacitatea de lucru a diferitelor maşini şi mecanisme prin mărirea posibilităţii de manevrare a acestora, reduce rezistenţa aerodinamică a diferitelor lucrări miniere şi permite reducerea preţului de cost.

Cei care se opun introducerii şi chiar experimentării acestui tip de susţinere ridică obiecţiunea imposibilităţii semnalării de către susţinere a pericolului de mărire a presiunii, afirmaţie greşită doarece în afară de faptul că susţinerea ancorată împiedică mai mult ca orice alt tip de susţinere mărirea presiunii şi deplasării rocilor, dar pericolul de prăbuşire este vizibil din timp prin apariţia fisurilor la limitele blocurilor în mişcare.

In prezent se cunosc trei tipuri de susţineri ancorate după natura materialului din care sînt confecţionate tijele: metal, lemn şi beton armat.

Tijele metalice sînt în prezent într-o varietate de tipuri deosebite între ele prin dispozitivul de fixare în rocă: tijele cu pene şi tijele cu cochilie expandabilă de diferite tipuri (Ankrall, Boltex, Wedgegripp).

Tijele cu pană, primele construcţii de tije, sînt simple din punct de vedere constructiv dar nu garantează o perfectă şi controlată fixare de teren, şi în acelaşi timp nu pot fi răpite. Folosirea acestor tije a dovedit că cu cît este mai apropiat diametrul găurii de diametrul tijei cu atît este mai mare rezistenţa de frecare. De asemenea o fixare mai bună este realizată şi în cazul unei pene mai groase şi mai înalte (150 mm).

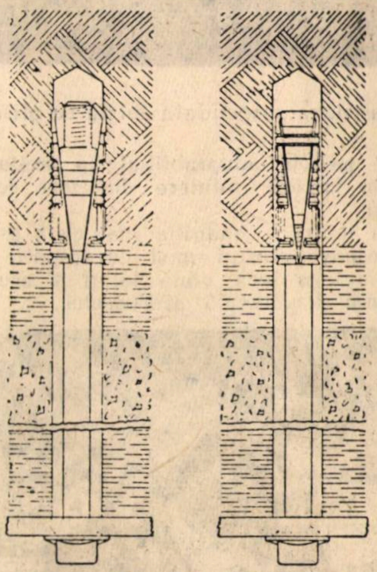


Fig. 52. Bulon Wedgegripp.

La tijele cu cochilie expandabilă construcţiile sînt mai variate. Astfel dispozitivul iniţial a evoluat la cochilie inversată (Ankral) (fig. 50), la cochilia cu dublă expansiune (Boltex) (fig. 51), şi la cochilia cu fixare puternică (Wedgegripp) (fig. 52).

Pentru susţinerea lucrărilor miniere cu durată redusă de serviciu este indicată uneori folosirea tijelor din lemn, care prezentînd un cost mai redus prezintă şi avantajul unei montări mai rapide. Tijele din lemn se confecţionează numai în formă de pană. Practica americană recomandă tijele de lemn în special pentru rocile tari de tipul cuarţitului şi argilitului pe motivul că în aceste cazuri contactul dintre tijă şi rocă este mai rezistent decît în cazul metalului. Pe motive de economie aceleaşi tije sînt recomandate de exploatările de cărbuni de la Stane-Point şi Rio-Verde (S.U.A.) şi unde folosirea tijelor de lemn a permis reducerea costului, lor cu 20—50% la manoperă şi cu 20—30% la materiale faţă de tijele metalice. Alteori tijele de lemn se folosesc drept dispozitive auxiliare de susţinere împreună cu tijele metalice.

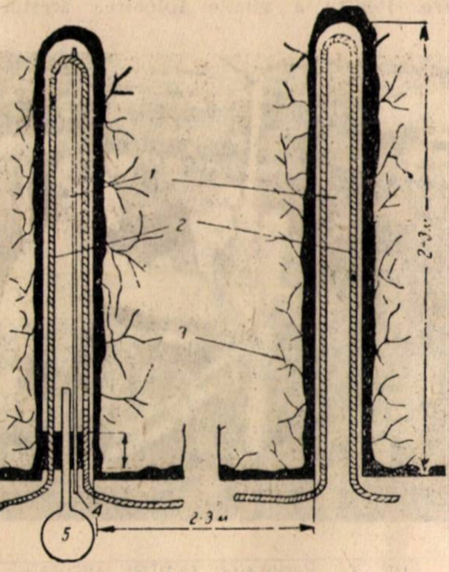


Fig. 53. Bulon din beton armat.

Tijele din beton armat au fost folosite pentru prima dată în 1940 în exploatările de apatită din U.R.S.S. Iniţial acest procedeu de susţinere constă din introducerea în găurile perforate a unui ochi de cablu metalic după care gaura se umple cu beton cu priză rapidă. Cablul fiind continuu trece de la o gaură la alta realizînd o aşa numită cusătură a tavanului. Procedeul a fost reluat în Norvegia unde a fost realizat ca în fig. 53. In Suedia s-au efectuat în ultimul timp cercetări în vederea stabilirii tipului optim de ciment şi a tehnologiei de betonare. Astfel s-a pus la punct un procedeu de realizare de tije de beton prin introducerea în gaura de mină a unui tub de sticlă organică închis la partea superioară şi umplut cu mortar. In urma acestui tub se împinge tija aşa fel ca spaţiul dintre tijă şi rocă să se umple cu mortar şi bucăţi de sticlă organică. Alt procedeu, cu o mai largă răspîndire, foloseşte tuburi perforate din oţel tăiat longitudinal în două şi umplute cu mortar. Ambele jumătăţi se pot îmbina şi fixa cu sîrmă, introducîndu-se astfel în gaură. Tija se introduce în tub printr-o împingere puternică asigurînd o perfectă umplere a spaţiului liber cu mortarul care împins de tijă iese prin perforaţiile tubului. In Bavaria şi în Ruhr tijele din beton armat pot preîntîmpina umflarea rocilor din vatră. Astfel se citează cazul cînd în acest mod a fost posibilă reducerea umflării a 180 m galerie lată de 2,4 m prin montarea a 800 tije (umflarea vetrei s-a redus de la 140 cm la 10 cm).

Ca şi în cazul elementelor pretensionate ce trebuiesc pretensionate înainte de a fi supuse la sarcini şi în cazul susţinerii ancorate, tijele trebuiesc montate înainte de dezvoltarea presiunii adică pe cît posibil imediat după puşcare şi chiar simultan cu perforarea găurilor. Distanţa şi schema de plasarea buloanelor se alege în funcţie de lungimea şi diametrul lor. Se consideră că la un diametru de 25 mm sarcina poate fi de 12 t ceea ce revine la 4,5 m³/tijă. Experienţa arată că tija se fixează cel mai bine în roci tari dar nu stîncoase, dar încercările recente efectuate în U.R.S.S. într-o serie de bazine carbonifere au dat şi ele bune rezultate. In gresii şi şisturi se observă o alunecare a tijei sub sarcină, fenomen observat şi în Suedia în cazul gneisurilor. In roci moi, perforarea uscată a găurilor permite o mai perfectă fixare decît în cazul folosirii perforării umede. Alunecarea tijei în roci tari începe la 3—10 t în cazul tijelor cu pană şi la 6—16 t în cazul tijelor cu cochilie. In ultimul tip se remarcă trecerea la diametrul de 12 mm de la cel de 15 mm ceea ce permite o economie de metal.

In ce priveşte montarea tijelor s-au realizat progrese simţitoare. Pentru a admite folosirea acestui tip de susţinere în abatajele stratelor subţiri de cărbune s-a realizat un nou tip de perforator (fig. 54) la care admisia se face lateral şi tot lateral este plasat şi dispozitivul de avansare automată. Acest perforator dotat şi cu un dispozitiv de captare a prafului cîntăreşte 30 kg şi forează în gresii 40—60 cm/minut. Pentru abatajele cameră (în special cele din minele de cărbuni americane) s-au realizat cărucioare de perforare de tipul celui din fig 55. Aceste dispozitive permit nu numai forarea sub orice unghiu a găurilor pentru tijă dar face posibilă şi plasarea automată a tijelor.

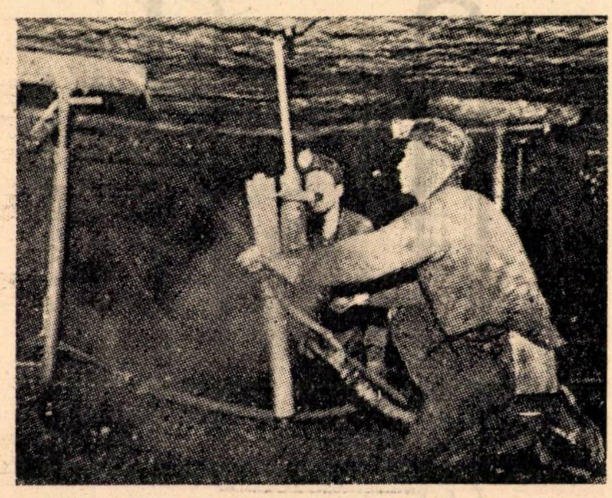
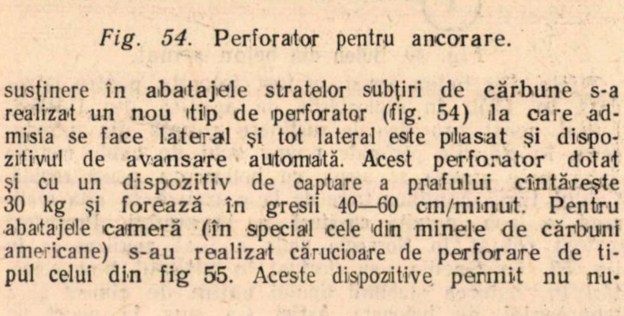


Fig. 54. Perforator pentru ancorare.



a

b

Fig. 55. Cărucioare pentru realizarea susţinerii suspendate:
a — pentru strate de 1,10—2,5 m grosime; *b* — pentru grosimi mai mari.

Susţinerea suspendată poate fi realizată fie numai prin intermediul numai al tijelor, fie şi cu ajutorul grinzilor metalice, sau de lemn susiţnute de tije (fig. 57), al plaselor metalice (fig. 56), sau prin cabluri.

Susţinerea ancorată a fost realizată iniţial pentru susţinerea lucrărilor miniere şi numai marile ei avantaje i-au permis extinderea atît de largă în abataje. Se pot arăta în prezent nenumărate exemple de realizare a lucrărilor miniere în diferite condiţii geologo-miniere folosind această susţinere. Incercările din Ruhr au dovedit perfecta adaptabilitate a acestui mod de susţinere în lucrările miniere din zone de influenţă a abatajului.

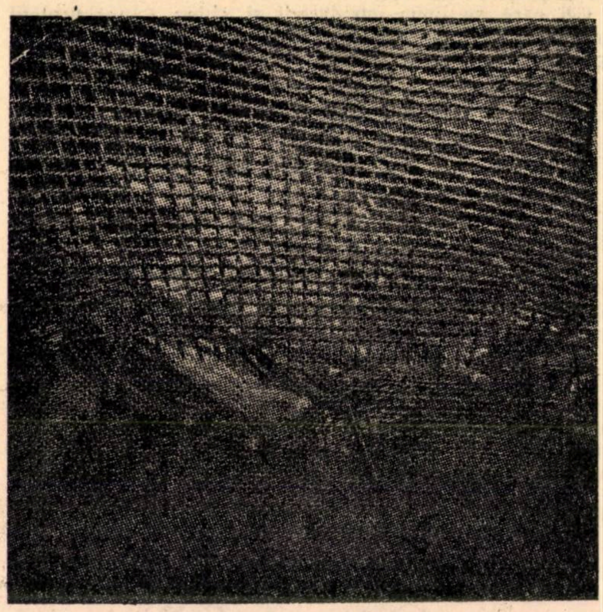


Fig. 56. Susţinerea suspendată mixtă cu plasă metalică.

Pentru a realiza o imagine mai clară asupra necesităţii introducerii acestui mod de susţinere în minele noastre vom trata încă două laturi şi anume: securitatea muncii şi economia procedeului.

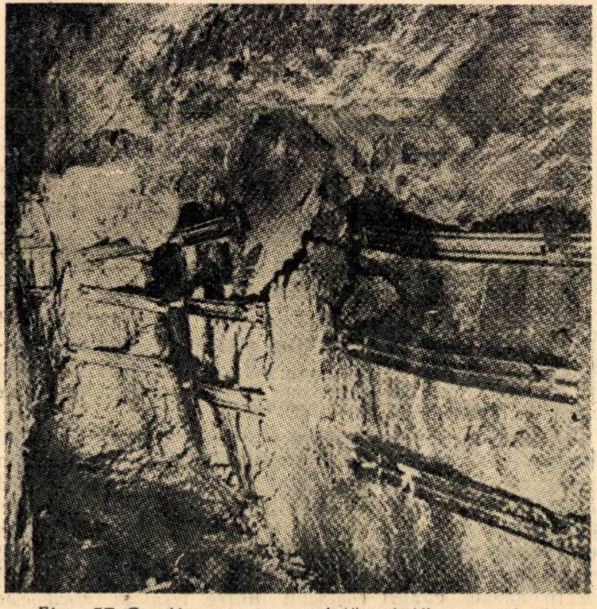


Fig. 57. Susţinerea suspendată mixtă cu grinzi.

O anchetă tehnică efectuată într-o serie de exploatări americane arată că în decurs de 6 ani (1949—1955) s-au produs 129 prăbuşiri datorite unei fixări defectuoase. Durata dintre momentul fixării şi cel al căderii variază cu natura rocilor şi a fost de la 2 ore la mai multe zile în 50% din cazuri şi adeseori la un an în 30% din cazuri. Cele mai frecvente prăbuşiri apar la intersecţiile galeriilor. Pe de altă parte Bureau of Mine (S.U.A.) arată că în timp ce în 1948 la 12 milioane de tije plasate s-au înregistrat 474 răniri grave datorită prăbuşirilor, în 1954 la 24 milioane de tije plasate s-au înregistrat 174 răniri grave, datorate acelorași cauze. Folosirea în ultimul timp a diverselor dispozitive (martori) care permit controlul fixării permite ca numărul accidentelor să fie tot mai redus.

In ce priveşte latura economică a precedeului de susţinere ancorată vom da cîteva date interesante. Astfel durata montării unei tije inclusiv perforarea găurii oscilează între 4—12 minute; echipe de 2 sau 4 muncitori putînd monta într-un schimb cca. 40—100 tije, iar consumul de muncă pentru montarea unei tije fiind de 0,16—0,53 om/ore pentru diferitele condiţii (acestea sînt date medii din exploatări miniere din S.U.A., Canada, Anglia şi Saar).

Tot pentru ilustrarea aspectului economic vom cita mai multe date. Astfel pentru aceleaşi condiţiuni (exploatarea de cărbuni de la Corporation, Canada) situaţia costului diferitelor tipuri de susţinere (cost de realizare completă pe m de lucrare) a fost cea din tabela 22.

Tabela 22

Comparaţia costului realizării lucrărilor în diferite condiţii de susţinere

	Tipul susţinerii		
	ancorat	cadre de lemn	cadre metalice
Galerie de transport	100	60	265
Galerie de preabataj	200	130	240

Analizînd comparativ diferitele tipuri de susţinere a galeriilor, şi determinînd costurile de săpare (care variază şi ele în funcţie de tipul susţinerii) şi susţinere iniţiale precum şi cele de întreţinere (la susţinerea în lemn admiţîndu-se o singură armare) se ajunge la situaţia din tabela 23.

Tabela 23

Cheltuieli totale de realizare a lucrărilor miniere cu diferite tipuri de susţinere

	Cadre metalice		Cadre de lemn în desiş	Susţinere ancorată cu grindă metalică
	Culisante	Articulate		
Cheltuieli iniţiale de investiţie (săpare + susţinere), %	100	90	84	63
Cheltuieli de investiţie inclusiv întreţinerea (rearmare a cadrelor de lemn), %	100	90	168	62
Cheltuieli totale raportate la m² de secţiune, %	100	131	360	130

Date mai recente din U.R.S.S. arată situaţia din tabela 24 în ce priveşte cheltuielile de investiţie şi consumul de metal la susţinerea ancorată şi la cea metalică.

Tabela 24

Comparaţia diferitelor tipuri de susţinere %
(date din U.R.S.S.)

Tipul susţinerii	Cheltuieli de investiţie	Consum de metal
Susţinere ancorate simplă	30	21
Susţinere ancorată cu grindă	45	47
Cadre metalice	100	100

Pentru a ilustra şi mai bine avantajele susţinerii ancorate vom compara pentru o aceeaşi secţiune utilă (5 m²) secţiunea necesară de săpare, necesarul de mînă de lucru pentru 1 m galerie şi greutatea materialelor pentru susţinerea în diferite moduri.

Cifrele din tabelele de mai sus ar putea apărea pentru unii drept teoretice şi deaceea vom aminti cazul tunelului Delaware (S.U.A.) a cărui susţinere pe o porţiune de 20 km s-a efectuat prin susţinere ancorată. La acest tunel trecerea de la susţinerea cu cadre metalice la cea ancorată a permis reducerea secţiunii de săpare de la 15,5 la 14 m², consumul de metal de la 520 la 75 kg/m consumul de beton de la 4,1 la 2,6 m³. Necesarul de mînă de lucru s-a redus de la 137 la 108 ore-om/m iar la costul săpării s-a redus cu 30%. O economie suplimentară se obţine însă şi pe contul reducerii cheltuielilor de regie şi de amortizare datorită posibilităţii de mărire a vitezelor de săpare.

Analiza de mai sus permite aprecierea necesităţii experimentării şi ulterior a introducerii susţinerii ancorate care se impune atît pe considerente tehnice cît şi economice.

★

Susţinerea metalică a lucrărilor miniere este foarte larg aplicată în ţările din occidentul Europei. Cadrele Moll Toussaint Heinntzmann, Recker sau Clement obţin o aplicare din ce în ce mai mare. In ultimul timp cadrele culisate din fier profilat tip Glocken — profil cu reniură de întărire au prioritate; aceste cadre au început a fi aplicate şi în S.U.A. unde pînă în prezent susţinerea metalică nu cîştigase atît de mult teren.

In Ruhr se consideră că susţinerea unei galerii trebuie să reziste aşa fel încît să nu mai facă necesară o rearmare în decursul perioadei de existenţă a galeriei respective. Acest desiderat este greu de îndeplinit deoarece chiar în Ruhr proporţia de mînă de lucru pentru întreţinerea galeriilor este de 9,3 posturi pe 100 tone sau 14,2% din necesarul de mînă de lucru pentru 100 tone extrase.

Tabela 25

Comparația diferitelor tipuri de susținere pentru realizarea unei galerii cu secțiune utilă de 5 m^2

Tipul susținerii	Secțiunea de săpare m^2	% din secțiunea utilă	Necesar de mînă de lucru, om/zile			%	Greutatea materialelor necesare	
			la săpare	la susținere	Total %		t	%
Susținere ancorată (6 tije)	5	100	2,7	0,4	3,1	100	0,05	100
Cadre de lemn (1,5 cadre/m) . . .	7,4	148	3,97	1,30	5,27	170	0,29	580
Cadre de lemn în desiș	7,4	148	3,97	1,57	5,54	178	0,49	980
Cadre metalice	6,5	130	3,49	0,51	4,00	129	0,28	560
Cu stîlpi de beton bătut	7,1	142	3,89	1,41	5,30	171	0,47	940
Din beton armat	—	—	4,50	2,85	7,35	236	4,82	9640
Pereți din zidărie, boltă din beton .	8,2	164	6,27	3,87	9,14	294	6,63	13260

Incontestabil că din acest punct de vedere susținerea metalică a lucrărilor miniere plasate în zona de influență a abatajului (galeriile de pregătire) este cea mai indicată, în timp ce pentru lucrările miniere de deschidere și cu lungă durată de serviciu, susținerea în beton rămîne cea mai indicată.

Ca material, se folosește tot mai mult oțelul cu rezistența la tracțiune de 54—70 kg/mm^3 față de cel anterior de 37—45 kg/mm^3. In ce privește profilul laminatului, marea diversitate existentă anterior pare că se concentrează la cîteva tipuri unice din care se realizează toate tipurile de susțineri. In afară de profilele de laminate normale, mai sînt folosite o serie de profile speciale (fig. 58). Greutatea pe metru liniar de laminat nu depășește decît rareori 30 kg.

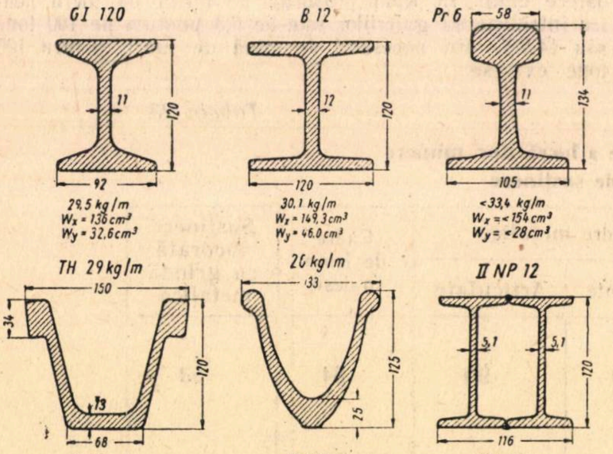


Fig. 58. Profile metalice speciale pentru realizarea susținerii metalice.

Incercările de a folosi aluminiul la susținerea metalică s-au soldat cu insucces atît datorită prețului de cost cît și pericolului de scîntei. Pe viitor unii tehnicieni prevăd că în domeniul susținerii galeriilor un loc de frunte îl vor ocupa massele plastice.

In domeniul susținerii puțurilor, noutățile au pătruns ceva mai lent. Totuși și aci se simte necesitatea unei raționalizări a tehnologiei și în primul rînd datorită caracterului economic: Astfel în timp ce săparea unui metru de puț de 6 m diametru costă 5 800 ruble, susținerea sa costă 1 200 ruble (în Donbass). In ultimul timp se observă o tendință de generalizare a bolțarilor de beton și a tubingurilor de beton (U.R.S.S. și unele țări europene) și tendința de folosire a betonului bătut (în special în Uniunea Sud Africană).

In Donbass, în 1953, s-a susținut cu bolțari 53% din metrajul de puț săpat față de 46% în 1952, în timp ce susținerea de zidărie a scăzut de la 52% la 45% în aceiași perioadă.

Din punct de vedere economic însă susținerea în bolțari este de 2 ori mai scumpă decît cea din beton monolit și cu 35% mai scumpă decît cea din zidărie, și această scumpire se datorește în primul rînd volumului mare de muncă necesitat de punerea în loc a bolțarului. Toate acestea au dovedit necesitatea folosirii prefabricatelor mari și deci a măririi productivității la susținerea puțurilor.

Prefabricatele de beton pentru susținerea puțurilor tubingurile, au înălțimi de cca 1 m și grosime de 280—350 mm, lungimea arcului de cerc fiind de la 1/7—1/4 din perimetrul puțului la diametrul de 4,5—8,0 m. Tubingurile se realizează din beton armat marca 200—300. Incercat de curînd pe o scară industrială în U.R.S.S. acest tip de susținere a corespuns atît din punct de vedere al rezistenței și impermeabilității construcției cît și din punct de vedere al posibilităților de mecanizare a acestei operațiuni.

Folosirea susținerii din beton monolit impune folosirea unui beton care în decurs de cîteva ore de la turnare să prezinte o rezistență de 30—50 kg/cm^2. In acest scop s-au studiat noi rețete de betoane cu priză rapidă și s-a ajuns la concluzia că adause de 7—10% clorură de calciu și 3—5% (din greutatea cimentului) gips, dublu hidratat permite ca la 2 ore de la turnare să se obțină un beton cu 40—70 kg/m^2, iar la 4 ore cu o rezistență de 90—140 kg/cm^2. Se pare că turnarea sub înaltă presiune, procedeu aplicat în Uniunea Sud Africană, unde coloana de betonare are lungimi pe verticală de 1000 m (deci peste 100 atmosfere) — permite executarea susținerii de sus în jos prin beton turnat fără a mai fi necesară vibrarea.

PRIVIRE GENERALĂ ȘI PROPUNERI

In cele de mai sus s-a analizat tehnologia modernă a diferitelor operațiuni ce intră în cadrul procesului de săpare al lucrărilor miniere. Inainte de a trece la prezentarea unor concluzii cît mai juste, este interesant de trecut în revistă realizările mai importante din domeniul săpărilor de puțuri și galerii, acele cifre record care au constituit adevărate puncte de pătrundere în tehnologia modernă.

Tabela 26

Lucrări miniere orizontale săpate cu viteză mare

Ţara, bazinul şi exploatarea	Inaintarea lunară	Tipul rocii	Secţiune de săpare, m^2	Utilajul folosit la săpare	Posturi prestate zilnic	Productivitate
1	2	3	4	5	6	7
A. *Inaintări în cărbune*						
URSS Mina 64/83 — Karaganda	350	cărbune	12	Maşina de încărcat S — 153	18	9 m^3/post
URSS Moskovugoli — Zuborska	602	cărbune	6,5	Combina PK — 2 m	18	8,4 „
URSS Moskovugoli — Mina 38	612	cărbune	6,86	Combina PK — 2 m	15	10,8 „
URSS — Golubovka Kusbass — Baidaevski	1123	cărbune	4,0	Combina PKG-2 Gumenika	18	9,6 „
B. *Inaintări în cărbune şi steril*						
R. F. Germană Ruhr, Consolidation	110	—	9,0	Maşină de încărcat	24	1,6 m^3/post
URSS Donbass,	122	şist argilos	10,5	EPM — 1	11	4,5 „
URSS Donbass — Mina nr. 1—2	145	şist argilos	8,0	EPM — 1	12	3,7 „
URSS Donbass — Celiuskiţev	265	şist argilos	7,5	Combina SBM — 1	16	4,8 „
URSS Moskovugoli — Mina nr. 1	13, 7m/8 h	şist acifer	6,6	Combina PK — 3	18	15 m^3/post
C. *Inaintări în steril*						
URSS Kusbass, Abaevski	94	IV — VI	15,7	UMP — 1	21	3,7 m^3/post
R. F. Germană	98,3	conglomerat	13,8	Screper şi compresor mobil	9	5,8 „
URSS Donbass, Mina nr. 1	115	IV	10,0	UMP — 12 perforatoare	22	2 „
URSS Galeria de Coastă nr. 1	203	VIII — IX	7,5	PML — 5;3—5 perforatoare	25	2,35 „
R. F. Germană Ruhr, Viktoria	220	VI — VIII	17,0	2 maşini de încărcat	26	5,5 „
Franţa	238	IV — VIII	16,4	idem	41	3,65 „
URSS Transversala nr 1	434	VIII — IX	7,1	PML — 5;5 perforat	34	3,5 „
R. P. Bulgaria	501,3	—	7,1	PML—5	34	+3,55 “
R. Cehoslovacă	870 şi 1035	VIII — IX	10,5	PML — 5 9—12 perf.	63	4,82 „
S. U. A. Hidrocentrala din Dacota	189,9 m/6 zile	şist	7,5 m	Combina Robbins	—	5,8 „
Anglia Scoţia ; Breedalbane	167,1 m/7 zile	epidiotit	6,25	Eimco — 21;6 perforat.	42	3,6 „
Uniunea Sud Africană Doornfonntein	450 m 26 zile	cuarţit	9,9	Eimco — 21;6 perforat.	12	14,3 „
Anglia Scoţia, Hidrocentrala	128,5 zile m/9 zile	—	9	Maşină de încărcat	16 (în 2 schimburi de cîte 12 ore,	+ 10,3

Tabela 27

Puțuri săpate cu viteză mare

Țara bazinul mina, data	Viteza lunară	Roca	Secțiunea	Productivitatea		Susținerea	Încărcarea
				cm/post	m³/post		
1	2	3	4	5	6	7	8
URSS Vetka — Glubovkaia (iunie 1953)	86,1	4—8	6,5Ø	4,63	1,77	cărămidă — paralel	3 unități B Ci-l
URSS Ciakina — Glubovkaia (septembrie 1953)	100,7	—	—	—	—	—	—
URSS Duvonaia — Jujnaia (iunie 1955)	112,5		6,0Ø	5,05	1,66		
Uniunea Sud Africană Johanesburg, Grown 18 (iulie 1935) (31 zile)	117	cuarțit și șist.	6Ø	—	—	lemn	—
URSS Ignatievska	120,6	4—6	6,5Ø	4,73	2,71	paralel bolțari	3 unități BCi-l
URSS Budenovschi (octombrie 1954)	130,4		5,5Ø	6,38	1,28		
SUA Eureka, Water Lily (septembrie 1920) (31 zile)	128	porfir și calcar	1,7 x 4,65	—	—	lemn	—
U. Sud Africană Withwatersrand, West Rand, (mai 1940) (32 zile)	136	cuarțit și șist	11,2 x 4,1	—	—	lemn	—
URSS Ignatievska (august 1954)	140,1	4—6	6,5 Ø	4,10	2,52		
URSS Budienovski — Vostocinaia (septembrie 1954)	150	408	6Ø	7,44	1,65	paralel cu bolțari	3 unități BCi-1
U. Sud Africană Orange Free State, Virginia (aprilie 1951) (30 zile)	154,5	șisturi de Karoo	8Ø	—	—	beton	BCi-1
U. Sud Africană Transvaal, Vlakfontein (mai 1953) (31 zile)	178,4 (media pe 20 luni a fost 91,8 m)	cuarțit și șist	8Ø	3,71	1,86	beton paralel	instalație cu 3 platforme cu un greifer
U. Sud Africană Orange Free State, Merriespruit, (aprilie 1954) (30 zile)	182	cuarțit și șist	8Ø	2,91	1,42	beton	încărcător mecanic
URSS Nr. 5/6 Kalinin (martie 1955) 28 zile	202,1	4—10	6,5Ø	6,10	1,88	paralel cu bolțari	3 încărcătoare B Ci-1
U. Sud Africană Transval, Vaal Reffs (martie 1955) (31 zile)	203,3 media pe 9 luni : 137,3)	cuarțit și șist	6Ø	—	—	beton (trimis pe tuburi la 1000 m)	manual
U. Sud Africană Transvaal, Monarch (septembrie 1955)	230	cuarțit și șist	6 x 3,6	—	—	lemn	manual

In tabela 26 dăm aceste rezultate pentru galerii indicînd cele trei sectoare distincte şi anume: înaintări în cărbune, înaintări cu front mixt (cărbune şi rocă) şi înaintări în rocă, iar în tabela 27 rezultatele record obţinute la săparea puţurilor.

Din analiza tabelelor trebuie să remarcăm valoarea destul de ridicată la care se găsesc în prezent cifrele record: 230 m/lună la puţ şi peste 1000 m/lună la galerie, precum şi unele cifre medii record de peste 90 m/lună puţ săpat ca medie pe 20 de luni. Este interesant de asemenea faptul că în domeniul săpării puţurilor numai două ţări mai concurează: U.R.S.S. şi Uniunea Sud Africană. Este greu de apreciat în mod absolut obiectiv care cifre sînt mai mari. Recordurile obţinute în U.R.S.S. se referă la săpări de puţuri în roci sedimentare, deci necesitînd o susţinere provizorie şi picioare de sprijin la distanţe de 30—40 m, în timp ce recordurile obţinute în Uniunea Sud Africană se referă la puţuri săpate în roci eruptive, uneori excepţional de tari şi care nu necesită susţinerea provizorie, iar cea definitivă se poate realiza destul de sumar; în schimb adîncimea de săpare este foarte mare, majoritatea puţurilor avînd între 1000 şi 2000 m adîncime.

Desigur că analizarea cifrelor record cuprinse în cele două tabele ar putea să descurajeze numai pe aceia care nu ştiu că recordul este unic şi că el depăşeşte în timp cu mult realizarea medie, dar că ceea ce contează pentru practica zilnică sînt tocmai aceste realizări medii. Să analizăm ceva mai atent situaţia din alte ţări, din acest punct de vedere.

In primul rînd vitezele medii de înaintare la galerii pentru 4 ţări în care industria minieră este puternic dezvoltată sînt următoarele (pentru înaintări în cărbune şi steril cu maşină de încărcat):

Anglia	32,4 m/lună
Franţa	36,0 „
U.R.S.S.	38,2 „
R. F. Germană	38,8 „

Cifrele de mai sus nu sînt nici pe departe impresionante şi nu lasă cîtuşi de puţin imaginea imposibilităţii obţinerii lor. In U.R.S.S., în 1955, viteza medie de înaintare a galeriilor în cărbune, folosind maşini de încărcat a fost de 78,5 m/lună, iar viteza medie de înaintare a fronturilor dotate cu combine de înaintare, pe aceeaşi perioadă a fost de 148,3 m/lună.

Tabela 28

Bazinul	Total fronturi	Din care					
		cu combină	%	cu maşina de încărcat	%	fără mecanizarea încărcării	%
Doneţ	2 738	14	0,05	2 480	91	244	8,95
Moscovei	976	93	9,5	48	4,9	835	80,6
Kusneţk	314	4	1,3	309	98,2	1	0,5
Kiselovsk	136	—	—	117	86	19	14,0
Peciora	168	1	0,4	83	49,6	84	50,0
Total pe URSS	5 156	120	2,0	3 330	65	1706	33,0

Ceea ce este interesant este însă gradul de mecanizare al înaintărilor în U.R.S.S. Datele cuprinse în tabela 28 se referă la perioada 1955 şi ele oglindesc într-o mare măsură tendinţa de mecanizare a acestor înaintări.

Din această tabelă rezultă proporţia mare de fronturi la care a fost desăvîrşită mecanizarea încărcării în U.R.S.S., proporţie care se pare că nu a mai fost atinsă în altă ţară.

Trecînd la săpările de puţuri, ecartul dintre cifrele record şi cifrele medii apare şi mai evident Nu dispunem decît de date din U.R.S.S. (sectorul carbonifer) şi care arată evoluţia vitezei medii în decursul perioadei 1951—1955, date cuprinse în tabela 29.

Tabela 29

Variaţia vitezei de săpare a puţurilor în URSS

Anul	Viteza medie lunară	Metrajul de puţuri săpat anual	Metraj de puţuri săpat cu viteza de 40 m/lună	Proporţia de săpări rapide (peste 40/m lună)
1951	12,5	11.800	200	1,1
1952	17,4	13.700	1.300	7,9
1953	18,2	16.400	2.500	14,1
1954	24,5	20.700	6.000	29,6
1955	26,7	23.700	7.900	30,0

Cifrele de mai sus arată că şi din punctul de vedere al vitezei medii de săpare a puţurilor situaţia nu este atît de descurajantă cum ar rezulta din analizarea numai a cifrelor record.

Din cele expuse pînă în prezent putem afirma cu tărie că mineritul din R.P.R. şi în special cel carbonifer, nu numai că trebuie, dar se şi poate încadra în ceea ce priveşte săparea lucrărilor miniere la nivelul atins de ţările considerate ca mai evoluate din acest punct de vedere. Necesitatea acestei încadrări a fost analizată în prima parte a prezentului referat. In ceea ce priveşte posibilităţile pe care le avem sau mai bine zis calea ce trebuie urmată în această direcţie, aceasta o vom analizat în cele ce urmează.

Pentru modernizarea lucrărilor de săpare şi deci pentru realizarea lor în cît mai bune condiţii din punct de vedere tehnico-economic, considerăm ca necesar următoarele:

A. Perforarea

1. Iniţierea cercetărilor în vederea introducerii pe scară largă a perforajului electric rotativ. Cercetările vor avea drept scop stabilirea domeniului optim de aplicare a acestui mod de perforare, indicîndu-se exploatările miniere ce pot trece la acest sistem.
2. Introducerea în practică a tăişurilor armate cu aliaje dure şi a celor detaşabile.
3. Introducerea perforajului umed în toate locurile de muncă.
4. Folosirea perforatoarelor grele la săparea puţurilor şi a celor uşoare pe coloane pneumatice la săparea galeriilor
5. Iniţierea de cercetări mecanico-metalurgice în vederea stabilirii celui mai indicat tip de oţel de sfredel.
6. Mărirea numărului de perforatoare ce lucrează simultan în frontul de săpare.

B. Explozivi şi împuşcare

1. Folosirea ori de cîte ori condiţiile de siguranţă o permit a explozivilor puternici: dinamita I şi dinamita gomă la săparea lucrărilor miniere.

2. Inițierea cercetărilor în vederea stabilirii pe bazine a schemei optime de împușcare.
3. Experimentarea încărcăturilor cu diametru mărit.
4. Introducerea împușcării cu întîrziere de milisecundă folosind capse cu întîrziere și experimentarea diferitelor dispozitive de produs pe altă cale această întîrziere.

C. Mecanizarea încărcării și mecanizarea complexă.

1. Introducerea în minele de minereuri în galeriile de secțiune redusă a mașinilor de încărcat UKE.
2. Introducerea în minele de cărbuni a mașinii de încărcat S-153 și a screperelor (în cazul galeriilor cu profil circular).
3. Introducerea generalizată la săpările de puțuri de la suprafață a greiferelor.
4. Dotarea săpărilor de puțuri cu chible de 1—2 m³ și cu trolii de extracție adecvate.
6. Introducerea cupoanelor de linie provizorie dublă mobilă la săparea galeriilor.

D. Aeraj, evacuarea apelor, alimentare cu energie

1. Proiectarea sau achiziționarea unor ventilatoare de tub mai productive și mai rezistente.
2. Experimentarea tuburilor de aeraj flexibile.
3. Dotarea săpărilor de puțuri cu pompe de adîncire.
4. Asigurarea în fronturile de lucru de la înaintări a unei presiuni a aerului comprimat de peste 5 kg/cm², introducîndu-se atunci cînd este cazul compresoarele mobile.

E. Susținerea lucrărilor miniere

1. Extinderea cercetărilor în domeniul prefabricatelor de beton.
2. Studierea domeniului optim de aplicare al diferitelor tipuri de susținere.
3. Experimentarea susținerii ancorate.
4. Experimentarea susținerii puțurilor cu tubinguri beton și eventuala centralizare a fabricării acestora în uzine mari pentru bazinele miniere mai importante.
5. Confecționarea în condiții optime a bolțarilor de beton și eventuala centralizare a fabricării acestora în uzine mari pentru bazinele miniere mai importante.

F. Procedee de săpare

I. Săparea în paralel cu susținere a puțurilor săpate de la suprafață.
2. Experimentarea săpării prin congelare și prin silicatizare a puțurilor în condițiile formațiunilor acvifere.
3. Studierea secțiunii lucrărilor miniere în diferite bazine ținînd seama de condițiile de aeraj, mecanizare și susținere.
4. Mărirea numărului de muncitori în echipele de săpare.

G. Organizarea

1. Urmărirea problemelor de investiție minieră de la sectorul de investiții pînă la Minister.
2. Crearea secției de realizare a lucrărilor miniere în cadrul ICEMIN-ului.
3. Crearea unei întreprinderi de deschidere de noi mine și de săpări de puțuri de la suprafață dotată cu utilajul adecvat care să permită realizarea planului de investiții, calificarea cu metodele noi și obținerea unor indici tehnico-economici mai buni.
4. Achiziționarea noului utilaj pe bază de experimentare comparativă a mai multor tipuri.
5. Incadrarea noilor procedee tehnice în cadrul normelor de tehnica securității și revederea acestuia în părțile referitoare la săparea lucrărilor miniere pentru punerea lui în concordanță cu cerințele moderne.

Dintr-un început trebuie admis ca just faptul că cifre mult mai bune se pot obține printr-o raționalizare a laturii organizatorice, chiar în cazul folosirii utilajelor existente de săpare. Pe de altă parte trebuie precizat că nu trebuie să se tindă spre realizări record, dar unice, ci pe mărirea vitezei medii în general și că numai în acest caz latura economică coincide optimum cu latura tehnică. Toate realizările record obținute pînă în prezent au făcut necesară o organizare mult mai complexă a șantierului respectiv, fapt care a împietat cu mult asupra laturii economice a lucrării. Dacă obținerea unui record justifică o încălcare a economicității nu se poate admite același lucru în cazul tuturor săpărilor.

Cercetările efectuate recent într-o serie de țări cu o industrie minieră puternic dezvoltată arată că viteza optimă din punct de vedere tehnic și economic, considerînd dotația normală de utilaj este următoarea: (perforatoare, mașină de încărcat), s-ar situa între 75-150 m/lună, pentru cazul galeriilor și 40—60 m/lună pentru cazul puțurilor. Or, aceste viteze pot fi obținute și în prezent numai printr-o organizare mai judicioasă nu numai a muncii din cadrul echipei, ci și a deservirii unui întreg ansamblu de lucrări.

Cele de mai sus nu au drept scop formarea ideii greșite că din moment ce aceste cifre pot fi realizate, tehnica nouă nu-și mai are rostul. Nu trebuie să se uite că cifrele de mai sus se referă la stadiul actual de dotație al săpărilor și că mai trebuie încă mult de făcut în primul rînd pe linia reducerii la maxim a efortului uman depus în aceste lucrări și în al doilea rînd pe linia reducerii prețului de cost.

Sarcina raționalizării laturii organizatorice este o sarcină pe care numai exploatarea însăși o poate îndeplini, ea avînd nu numai toate mijloacele, dar fiind și prima interesată în această problemă. Conducerile exploatărilor vor trebui să analizeze pentru fiecare caz în parte organizarea săpărilor și să urmărească în deaproape măsurile luate pentru îmbunătățirea în această direcție. Nu este o situație normală ca exploatări de amploarea celor din Valea Jiului să nu dispună de cronometraje reale ale schimburilor echipelor de înaintare din a căror analiză s-ar fi putut determina o primă serie de măsuri. Analizarea modului actual de lucru va permite descoperirea unor imense rezerve interne care vor permite obținerea unor mai bune rezultate. Numai neurmărirea îndeplinirii întocmai a ciclogramei și a monografiei propuse de Serviciile Tehnice și însușite cu prea multă formalitate de către sectoarele de investiții a permis nerespectarea acestora de către echipe. Acelorași motive li se datorează și slaba calificare a minerilor de la înaintare și mai ales a mecanicilor de la mașinile de încărcat. Aceleiași neurmăriri i se datorează stadiul înapoiat în care se găsește introducerea perforajului umed și a coloanelor telescopice la înaintările din minele de cărbuni, deși în exploatările de minereuri și în special în bazinul Baia Mare aceste procedee sînt aproape generalizate.

S-a mai vorbit cu altă ocazie despre valoarea reușitei și eșecului unei metode noi în cadrul mineritului. Ceea ce permite obținerea reușitei nu este însă valoarea intrinsecă a noii metode sau a noului procedeu, ci mai ales modul în care este pregătită aplicarea acestora și „munca de convingere prin fapte și rezultate“ a masei de mineri. Și în această direcție în bazinul Baia Mare s-a făcut ceva în timp ce în bazinul Văii Jiului, mult prea puțin.

Conducerea exploatărilor trebuie ca în afară de urmărirea laturii organizatorice să stabilească și care este viteza necesară de săpare a lucrărilor miniere pentru fiecare caz în parte .Ar fi eronat ca în cazul exploatării Petrila la săparea galeriilor în stratele subţiri să se prevadă viteze mari de înaintare în timp ce susţinerea actuală în condiţiile de mare presiune din aceste strate nu face faţă menţinerii profilului util. Numai în cazul în care s-ar lucra după metoda ce permite destinderea naturală a rocilor (săparea galeriei fiind urmată de o perioadă în care datorită presiunii rocilor susţinerea este distrusă, după care se trece la redeschiderea galeriei şi susţinerea ei definitivă) ar fi justă realizarea unei viteze mai mari de săpare. In afară de aceasta însăşi conducerea exploatărilor trebuie să caute să soluţioneze unele probleme pe loc. Un exemplu îl consituie tot bazinul Văii Jiului, unde datorită apariţiei degajărilor de metan o serie de fronturi de săpare sînt oprite perioade lungi de timp pînă ce... metanul dispare!! Cine a încercat însă şi cu ce rezultate introducerea în aceste cazuri a unui aeraj combinat forţat sau săparea de galerii gemene în locul unei singure galerii?

Toate acestea nu sînt soluţii miraculoase, ci mijloace la îndemîna oricărei conduceri de întreprindere minieră. Respectarea unor norme de exploatare s-a transformat însă la multe astfel de conduceri într-o rigiditate imensă în spatele căreia îşi face loc şi o oarecare comoditate.

Noile procedee tehnologice, aparatajul şi utilajul nou trebuie introdus în lucru numai după ce i s-au stabilit în amănunţime care sînt condiţiile optime de lucru. Aci apare clar rolul Institutului de Cercetări. Probleme ce par multor ingineri mărunte, dar de care depinde nu numai obţinerea unor mai bune rezultate tehnice, ci şi economicitatea acestora, cum ar fi: schemele de împuşcare, procedeele de împuşcare, utilajul optim de perforare şi încărcare, nu au format pînă în prezent obiectul institutului nostru de cercetări miniere. Probleme ca cele ale explozivilor de siguranţă, utilajului pentru aerajul secundar etc. nici nu au fost trecute în cadrul preocupărilor acestui institut Nu este cazul să insistăm asupra unor probleme mari ca cele de noi procedee de săpare la puţuri şi la galerii, studiul susţinerii optime a lucrărilor miniere în diferite condiţiuni sau studiul diferitelor procedee de consolidare a formaţiunilor acvifere. In prezent în cadrul Institutului sînt atacate, din cadrul problemelor puse de săpare problema prefabricatelor şi problema silicatizării şi se prevede în plan problema împuşcării cu întîrziere de milisecundă şi susţinerea ancorată. Este adevărat că forţele şi dotaţia acestui prim institut de cercetări miniere sînt încă reduse, dar considerăm că expunerea tuturor problemelor pe care le pune săparea lucrărilor miniere ar permite dezvoltarea în cadrul acestui institut a unei secţii aparte, tot aşa cum o secţie aparte ar trebui creată şi pentru domeniul electrotehnicei şi mecanicei miniere.

Admiţînd că pentru asigurarea reuşitei noului, trebuie ca introducerea acestui nou să fie bine gîndită şi că pentru aceasta introducere trebuie să se ducă şi o muncă de calificare şi asistenţă tehnică în aplicarea noului, vom admite că din acest punct de vedere rolul institutului de cercetări este imens. Munca acestui institut poate fi mult uşurată dacă se va trece de la poziţia sa de izolare la poziţia de integrare în activitatea tehnică mondială. Două exemple vor fi suficiente. In domeniul prefabricatelor de beton s-au realizat cîteva tipuri care se experimentează în prezent, în timp ce în R. P. Bulgaria se pare că această problemă a intrat pe făgaşul unei mai depline soluţionări. Acelaşi lucru se poate spune în problema împuşcării cu întîrziere de milisecundă şi de stadiul rezolvării acestei probleme în R. P. Ungară. Este evidentă economia de forţă de muncă, dar mai ales de timp — pentrucă în progres timpul contează — care s-ar obţine dacă între ICEMIN şi organizaţiile respective din cele două ţări ar exista legături strînse care ar trebui să conste în primul rînd în specializarea unor cadre de la noi din ţară în problemele respective, chiar la organizaţiile care se ocupă cu aceste probleme. In prezent tehnica minieră a devenit atît de complexă în detaliile ei încît numai prin specializare temporară a unor cadre în diverse astfel de detalii se vor putea obţine rezultate cît mai bune şi cît mai repede.

Dezvoltarea economiei noastre naţionale şi în special a industriei miniere impune deschiderea şi construirea de noi mine, redeschiderea, sistematizarea şi raţionalizarea minelor existente în vederea obţinerii unei producţii şi unei proluctivităţi sporite la un preţ de cost mai redus. Realizarea planului de producţie prevăzut pentru cel de al doilea cincinal este strîns legată de realizarea planului de investiţii miniere. De modul în care se va realiza planul de investiţii depinde nu numai simpla realizare cantitativă a planului de producţie, ci şi mărirea productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost .De aceea este normal ca însăşi în cadrul Ministerului Minelor aceste probleme ale investiţiilor miniere să fie cunoscute mult mai în amănunt şi coordonate.

In cele expuse mai sus s-a căutat ca după analiza problemei lucrărilor de investiţii miniere din ţara noastră în etapa actuală şi după trecerea în revistă a realizărilor tehnicii moderne în domeniul executării lucrărilor miniere, să se găsească o soluţie optimă. Propunerile de utilaje şi de noi procedee ca şi părerile emise asupra modului în care trebuie privită pe viitor problema investiţiilor miniere sînt supuse discuţiei cercului de ingineri minieri care consideră că această problemă se pune în prezent în mineritul nostru cu toată tăria şi aşteaptă o rezolvare grabnică.

Tehnica nouă nu poate fi tratată şi aplicată fără intermediul inginerilor, care trebuie printr-o raţională şi ştiinţifică organizare a locului de muncă să-i garanteze reuşita, fără ajutorul maiştrilor competenţi, care trebuie să urmărească respectarea şi stricta îndeplinire a tehnologiei şi fără cadrele de mineri lămuriţi şi calificaţi care realizează procesul tehnologic respectiv. Este o înlănţuire normală şi logică identică celei dintre gîndire şi realizare practică. Lipsa, intervertirea sau înlocuirea unui element din această înlănţuire cu altul necorespunzător împiedică orice posibilitate de reuşită distrugînd astfel însăşi perspectiva aplicării tehnicii noi şi deci a progresului.

Bibliografie

a. Perforare

1. *Hinnuber H.:* Wissenwertes vom schlagenden Bohren mit Hartmetall, Glückauf, 87, 1951, 6 ianuarie, pag. 14—18, 8 fig. 1 tab.
2. *Wolf H.:* Technick und Medizin im Rahmen des Silikoseproblems, Die Technick, 6, 1951, nr. 9, pag. 515—520.
3. *Fleming D. H.* şi *Calaman J. J.:* La foration des trous de mine dans les minerais trés durs par la methode du „jet perçant“
Bulletin d'information technique des Charbonnages de France, nr. 44, 1 iunie 1952, pag. 7—9 5 fig.
4. *Shephard R.:* Rotary drilling in coal mines, Colliery Engineering, iunie 1952 pag. 238—242, 8 fig. august 1952 pag. 329—336, 17 fig.
5. *Borcherdt E. R.:* The selection of detachable drill bits, Mining Engineering, 1953, februarie, pag. 201—208, 18 fig. 2 tab. 6 ref. bibl.
6. *** : Notă în *L'Ingegnere* 1954, nr. 2, pag. 1177
7. *Kirnbaurer F.:* Vibrobohren — ein neues Bohrverfahren-und seine Anwendungsmöglichkeiten im Osterreich, Montan Rundschau 1954, iunie pag. 199—202, august pag. 217—223, 13 fig.
8. *** : Drilling developments at Billngham Colliery Engineering, 1954, septembrie, pag. 377—382, 5 fig.
9. *Wigley J. L.:* Rotary drilling in coal and rock. Mining electrical and mechanical engineer, 1954, nr. 409, pag. 153—165
10. *** : Investigations and improvements of drill steel Mining engineering, 1954, septembrie, pag. 889—893, 5 fig.

11. *Bergmann E.*: Ist das schlagende Bohren im Bergbau durch ein anderes Verfahren zu erzetzen? Die Technick, 9, 1954, nr. 12. pag. 689—702, 60 fig. 14 tab.
12. *Gardner E. D.*: Mining technology in the future Mining engineering, 1955, aprilie, pag. 370—373.
13. *** : Kleinbohrwagen für den Erzbergbau Zeitscrift für Erzbergbau und mettallhüttenwesen, 1955, mai. 246—250, 7 fig. 1 tab.
14. *Car M.*: Exposition de materiaux de mine, de San Francisco. Revue de l'industrie minerale, nr. 627, 1955, iulie, pag. 832—857, 35 fig. 26 ref bibl.
15. *Heitz P., Meley F* şi alţii: La perforatrice Meudon 650—BS—18, Bulletin technique des mines de fer de France, 1955
16. *Vasiliev A. P.*: Stabilirea eficacităţii procedeului de perforare termică a sondajelor folosind camere cu reacţie, Gornîi Jurnal, 1955, nr. 8, pag. 24—31, 12 fig.
17. *Voss K. H.*: Enquête technique sur la perforation roto-percutante, Revue de l'industrie minerale, nr. 628, 1955, august, pag. 925—935, 12 fig.
18. *Lacabanne W. D.* şi *Pfleider E. P.*: Rotary percussion blasthole machine may revolutionise drilling, Mining engineering, 1955, septembrie, pag. 850—855, 14 fig.
19. *Fairhurst C.*: Some posibilities and limitations of rotary drilling in hard rocks, Transactions of the intitutions of mining engineers, 1955 noembrie pag. 85—99.
20. *Antonides L. E.*: Mining practice in Canada, Engineering and mining journal, 1956, februarie, pag. 127—132.
21. *Prazek Z.* şi *Frank J.*: Technickoekonomicke zhodnoceni cntaciho vozu „Manda"—VVM., Rudy, 1956, nr. 3, pag. 75—85 10 fig.
22. *Schmidt H.*: Erzeugnisse der Bergbaumaschinen-Industrie auf der Leipziger Frühjahrmesse 1956. Bergbautechnick 1956, nr. 5, pag. 229—243, 24 fig.
23. *Glantschnig N.*: Bericht über die Bohrstahltagung der Sahoeller-Bleckmann A. G. in Ternitz, Montan Rundschau, 1956, nr. 4, pag. 81—88, 15 fig.
24. *** : Schlagbohrkrone für Gesteinbohren. Schlagel und Eissen, 1956, mai p. 307.

b. Explozivi şi împuşcare

1. *Erlinghagen*: Die heutige Stand des Schiessverfahren Chemecholl, Glückauf, 1953, 15 martie.
2. *Jennings R. S.*: Research in the french coal industry, Colliery engineering, 1955 martie, pag. 120—122.
3. *Schultze-Rhonhof*: L'évolution du tir en Allemagne depuis la prémiére conference de Buxton.
   Revue de l'industrie minérale nr. 621, 1955, 15 martie, pag. 416—421, 5 fig.
4. *Fripiat J.*: Recherches recentes sur les explosifs de surété, Revue de l'industrie minerale nr. 621, 1955, 15 martie, pag. 420—425.
5. *Taylor W.* şi *Hancock J.*: Progrés dans le tir à court retard dans les houilleres. Revue de l'industrie minerale nr. 621, 1955, 15 martie, pag. 434—437.
6. *Kiss A.*: Procedeul de împuşcare a găurilor de mină cu întîrzieri de milisecundă.
   Revista Minelor, 1955, nr. 5, pag. 160—166.
7. *Dubnov L. V.* şi *Zincenko E. M.*: Vzrîvciatîe vescestva i sredstva vzrîvania primeniaemîe za rubejom, Gornîi Jurnal, 1956, nr. 1, pag. 43—46.
8. *Sandru L.*: Noutăţi în săparea galeriilor în roci tari şi foarte tari. Revista Minelor, 1956, nr. 1, pag. 10—22, 33 fig., 4 tab.
9. *Simikov I. E.* şi *Borţov L. P.*: Korotkozamedlennoe vzrîvanie za rubejom, Gornîi Jurnal, 1956, nr. 3, pag. 29—35, 5 fig.
10. *Dascăl O.*: Experimentarea împuşcării cu întîrziere de milisecunde în exploatările din R.P.R. Revista Minelor, nr. 5, 1956, pag. 219—230, 8 fig.
11. *Mecir R.* şi *Valek Duşan*: Usmernene nalaze, Rudy 1956, nr. 5, pag. 135—138, 4 fig.
12. *Otto G.*: Die Anwendungsbedingungen und Effekte der Millisekundenzündung im Kalibergbau. Bergbauzweigen, Bergbautechnick, 1956, nr. 5, pag. 261—266, 11 fig.
13. *Otto G.*: Uber einige Versageursachen beim elecktrischen Zünden insbesondere im Kalibergbau. Bergbautechnick, 1956, nr. 6, pag. 304—313, 7 fig.
14. *Sraiman L. I.*: Eficacitatea folosirii încărcăturilor mărite la săparea lucrărilor miniere, din „Issledovania po şahtnomu stroitelstvu", 1954, pag. 143—169.

c. Mecanizarea săpării lucrărilor miniere

1. *Hildendorff*: Mecanizarea săpării puţurilor, Glückauf, 90, 1954, 11 septembrie, pag. 1025—1034.
2. *Gooseens*: Mecanizarea adîncirii puţurilor oarbe la mina Friederich Heinrich, Glückauf, 90, 1954, 11 septembrie, pag. 1034—1052.
3. *Kuţel V. V.* şi *Gorşkov V. E.*: Prohodka ştolni s primeneniem novogo oburudovaniem, Gornîi Jurnal, 1955, nr. 5, pag. 17—22, 7 fig.
4. *Maliovano D. I.*: Osnovnîie napravlenia v konstruirovanii novogo oborudovania dlia prohodki stvolov, din „Organizaţia skorostnoi prohodki stvolov şaht v Donbasse", Ugletehizdat, 1955, pag. 93—115, 13 fig.
5. *Kleiner J.* şi *Nemitz W.*: Transportor blindat ca mijloc de transport şi încărcare la săparea galeriilor, Glückauf, 1955, 10 septembrie, pag. 1025—1031, 10 fig.
6. *Buttu A.* şi *Anton P.*: Mecanizarea încărcării la săparea galeriilor, Revista Minelor, 1955, nr. 9, pag. 284—299, nr. 11, pag. 352—366.
7. *Boland C. S.*: The Boland shaft mucker at Quemont, Canadian mining and metallurgical bulletin, 1955, noiembrie, pag. 738—740, 4 fig.
8. *Pickard M. K.* şi *Pinsky G. A.*: Deepening „C" shaft at Giant Yellowknife with the Crydermann shaft mucker, The Canadian mining and metallurgical bulletin, 1955, octombrie, pag. 663—666, 3 fig.
9. *Niculescu H.*: Incercări de folosire a havezei la lucrările de înaintare în stratele de lignit la I. C. Filipeştii de Pădure, Revista Minelor, 1955, nr. 2, pag. 64—67.
10. *Rodionov* şi *Kostîlev*: O geomitriceskoi forme kovşei porodopogruzocinîh maşin, Ugoli, 1955, nr. 9, pag. 30—40.
11. *Anton P.*: Mecanizarea complexă la săparea galeriilor, Revista Minelor, 1955, nr. 12, pag. 410—425.
12. *Buttu A.*: Referat asupra problemei organizării şi mecanizării înaintărilor, mai 1956.
13. *Graves H. A.*: A decade of progress in Canadian mining 1945—1954, Bulletin of the Institution of mining and metallurgical 1955, aprilie şi 1956 ianuarie.
14. *Malkovski A. L.*: Skorostnoe prohojdenie vertikalnîh stvolov şaht i noviie maşinî dlia mehanizaţii prohodki, Moscova, 1956.
15. *Liapin, Moghilnikov* şi alţii: Mehanizaţia trudoemkih operaţii pri prohodke podgotovitelnîh vîrabotok, Ugoli, 1956, nr. 5, pag. 11—15, 7 fig.

16. *Titov V. D.*: Rezervî povîşenia scorosti prohodki otkatocinîh vîrabotok v Krivorojskom basseine, Gornîi Jurnal, 1956, nr. 3, pag. 22—27.

d. Săparea lucrărilor miniere

1. * * * : New european tunelling record North of Scothland hydroproject, Canadian mining journal, 1955, nr. 3, pag. 6.
2. *Smertiuk V. G.*: O nekotorîh faktorah vliauscih na tempi provedenia gorizontalnîh i naklonîh gornîh vîrabotok, Ugoli, 1955, nr. 9, pag. 1—3.
3. *Smulevici I. L.*: Skorostnaia prohodka kverşlaga, Ugoli, 1955, nr. 12, pag. 5—11.
4. ***: Notă în World Mining, 1955, decembrie, pag. 66.
5. *Imberdis*: Avancement rapide en dressant, Revue de l'industrie minerale, 1955, 1 Mai, pag. 595—602.
6. * * * : Experiment in high speed tunelling, The mining electrical and mechanical engineer, 1955, octombrie, pag. 115—116.
7. *Mîndreanu C.*: Rezultatele obţinute la săparea rapidă a lucrărilor miniere, Revista Minelor, 1955, nr. 6, pag. 196—204.
8. *Raginskii S. A.* şi *Cekarev V. A.*: Cemu ucit opît ssworostnih prohodok vertikalnîh stvolov ugolnîh şaht, Mehanizaţia trudoemkîh tiajolîh rabot, 1956, nr. 2, pag. 22—27.
9. *Uskov A. A.*: Putii povîşenia tempov provedenia gorizontalnîh gornîh vîrabotok na ugolnîh şaht SSSR, Moscova, 1956.

e. Susţinerea lucrărilor miniere.

e_1. *Prefabricate din beton pentru galerii.*

1. *Belozovici, Hmelniţki* şi *Ivanov*: Noviie konstrukţii industrialnol krepi dlia kapitalnih gorizontalnîh vîrabotok din „Isledovania po şahtonomu stroitelstvu", Moscova, 1954, pag. 170—209.
2. *Bondarenko, Hmelniţkii* şi *Ivanov*: Predvaritelnîe deformirovania şarnirnaia krepi dlia tiajelnîh gornogeologiceskih uslovii, în „Isledovania po şahtnomu stroitelstvu", Moscova, 1954, pag. 210—231.
3. *Geleskul M. N.*: Ramnaia jelezobetonaia krepi, Gornîi Jurnal, 1955, nr. 5, pag. 23—28.
4. *Melenciuc V.*: Noi tipuri de armături din prefabricate de beton armat în industria minieră din R.P.R. Revista Minelor, 1955, nr. 7, pag. 227—235.
5. *Hmelniţkii* şi *Ivanov*: Opît vnedrenia novîh konstrukţii krepi na şahtah Donbasa în „Isledovania po şahtnomu stroitelstvu", Moscova, 1955, pag. 138—154.
6. * * * : Primenenia kamnei iz metallurgiceskih şlakov dlia kreplenia vîrabotok, Gornîi Jurnal, 1955 ,nr. 8, pag. 36—46.
7. * * * : Sbornaia jelezobetonaia krepi v Kusbase, Master Uglia, 1956, nr. 5, pag. 17—23.

e_2. *Susţinerea ancorată*

1. *Hoevels* şi *Rolshoven*: Betriebversuche mit Ankerausban au dem Steinkohlenberwerk Consolidation unter Berücksichtigung amerikanischer Erfahrungen, Glückauf, 1952, pag. 281—289, nr. 13/14.
2. *Middendorf* şi *Iacobi*: Ankerasubau in Abbaustrecken, Glückauf, 1952, pag. 636—645, nr. 25/26.
3. *Middendorf* şi *Ianssen*: Erfahrungen mit dem Ankerassbau, Glückauf, 1953, pag. 809—822.
4. *Gräbsh* şi *Walter*: Neuere Erkenntnisse bei die Gebirgsbewegungen bei Ankerausbau in Abbaustrecken, Glückauf, 1953, pag. 1037—1048.
5. *Volkenau* şi *Sirokov*: Ispîtanie ankernoi krepi v Kuzeţîkom baseine, 1955, nr. 9, pag. 18—22.
6. *Hoffmann H.*: Wirgungsweise und Anordung der Anker in Abbaustrecken, Glückauf, 1956, pag. 239—241.
7. *Hodkin C.* şi *Lawrence R.*: Roof bolts: some factors influencing their behaviour, Colliery Guardian, 1955, 10 martie, pag. 287—293.
8. *Delvaux L.*: L'exposition et le congres miniers de Cleveland, 1955, Annales des mines de Belgique, 1955, iulie, pag. 717—721.
9. *Anton P.*: Un nou tip de susţinere: susţinerea suspendată, Revista Minelor, 1955, nr. 3, pag. 92—96.
10. *Adcock W.*: Susţinerea ancorată în East Midlands Iron and Coal, 1955, august 19, pag. 425—433.
11. *Stassen P.*: Introduction à la journée des mesures relatives aux pressions des terrains et aux soutenement, Annales des mines de Belgique, 1955, septembrie, pag. 663—676.
12. *Teal J. K.*: Roof Bolting practice at Kerr Addison, The Canadian mining and metallurgical bulletin, septembrie, 1955, pag. 541—544.
13. *McKelvey R. D.*: Roof bolting practices at Lamaque, The canadian mining and metallurgical bulletin, 1955, septembrie, pag. 545—547.
14. *Frost L.*: Devolopment of roof bolting in the collieries of the Dominion Steel and Coal Corporation in the Sidney, The Canadian mining and metallurgical bulletin, 1955, septembrie, pag. 548—556.
15. *Dewey J. H.*: Roof bolting at the International Nickel Company, The Canadian mining and metallurgical bulletin, 1955, septembrie, pag. 557—562.
16. *Smith A. T.*: Rock bolting practices at Britania. The Canadian mining and metallurgical bulletin 1955, septembrie pag. 562—565.
17. *Thomas E.*: Rock bolting. The Canadian mining and metallurgical bulletin 1955, septembrie pag. 566— 568.
18. Fixarea tijelor suţinerii ancorate. The mining Journal, 1956, 24 februarie pag. 233.
19. Incidents provoqués par le boulonage du toit aux Etats Unis, 1956. Echo des mines et de la metallurgie, februarie pag. 66.
20. *Bronislex Zuska*: Zuzycie drewna kopalnienego w europie. Przeglad Gorniczy 1956 nr. 3 pag. 113—117.
21. *Semevskii V. N.*: Stangovaia krepi v kapitalnîh vîrabotok, Gornîi jurnal 1956 nr. 1 pag. 36—39.
22. *Semevskii V. N.*: Stangovaia krepi. Metallurgisdat 1956.
23. *Göbel P.*: Die Bewärung von Ausbau verschiedenen Art beim Unterbauen und überbauen von Querschlagen und Richtstrecken sowie von Ankerausbau in Abbaustrecken. Glückauf 1956 nr. 11/12 pag. 305—320.
24. *Orlowski L.*: Nowy system obudowy kotwiowostropnicowej w kopalniach wegla. Wladomosci gornicze, 1954. Nr. 3.

e_3. *Susţinerea metalică a galeriilor*

1. *Kuhn O.*: Steel roadway supports in Ruhr collieris, Colliery enginerring 1956 februarie pag. 54—60.
2. *Heathcote G.*: Plastics in mining. Iron and coal 1955, 25 martie, pag. 677—679.

e_4. *Susţinerea puţurilor*

1. *Matkovskii A. L.*: O betonitovom kreplenie vertikalnîh stvolov saht din „Organizaţia skorostnoi pro-

hodki vertikalnîh stvolov şaht v Donbase“ Moscova 1955 pag. 205—212.

2. *Sisov şi Tiurin:* Iz opîta vnedrenia jelezobetonîh rebristîh tiubingov na sahte din „Isledovanie po sahtnoum stroitelstvu“ Moscova 1955 pag. 156—192.

3. *Bernstein S. A.:* Bîstrotverdejuscie betonî dlia sahtnomu stroitelstva din „Isledovania po şahtnomu stroitelstvu“ Moscova 1955 pag. 193—225.

4. *Kuhn O:* Dev Gruhenausbau auf der Deutschen Bergbauausstellung, Glückauf 1954 No. 43/44.

★

НОВАЯ ТЕХНИКА ПРИ ПРОХОДКЕ И КРЕПЛЕНИИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В первой части статьи излагаются критически положение в РНР в отношении проведения горных работ в течении первого пятилетнего плана и более повышенные задания, возложенные на этот сектор в течении второго пятилетнего плана.

Ввиду выполнения этих заданий, во второй части статьи рассматривается современная стадия проходки и крепления и указываются последние достижения в области ударного бурения (выбор типа бурильной машины, металлургическая обработка бура и т. д.), вращательного, вибрационного и термического бурения, рассматриваются принципы и результаты полученные путем применения новых способов. Таким же образом трактуется и вопрос взрывчатых веществ и взрывания, а в отношении погрузки и комплексной механизации приводятся дополнения к статьям напечатанным в журнале в течении 1955 г. (в 9, 11 и 12 номерах).

Что касается крепления, после анализа расхода древесины подробно рассматривается железобетонное и анкерное крепление, приводятся сравнительные данные для оценки различных типов крепления выработок.

В заключении указываются необходимые мероприятия для увеличения скорости проходки горных выработок и увеличения производительности этих работ.

DIE NEUTZEITLICHE TECHNIK BEIM VORTRIEB UND AUSBAU VON GRUBENBAUEN

In dem ersten Teil des Artikels macht man eine kritische Darlegung des rumänischen Bergbaus mit Bezug auf die Durchführung der Grubenbauten während des ersten Fünfjahrplanes und auf die viel grösseren Aufträge des zweiten Fünfjahrplanes. Als Beitrag zur Verwirklichung dieser Aufträge gibt der Verfasser in dem zweiten Teil der Darstellung einen Überblick auf das heutige Stadium der Technik des Auffahrens und des Ausbaues, indem man die neuesten Erfahrungen mit dem schlagenden Bohren (Wahl der Bohrerart, Behandlung der Bohrstange), mit dem drehenden, schwingenden (maschinellen und ultraschallenden) und thermischen Bohren darstellt und die Grundzüge, sowie die mit diesen neuen Verfahren erzielten Ergebnisse angibt. Weiter werden gleichfalls die Probleme der Sprengstoffe und der Schissarbeit behandelt und für diejenigen der Ladearbeit und Vollmechanisierung die Ergänzungen zu den im Jahre 1955 veröffentlichten Artikeln (Heft 9, 11 u. 12) gebracht.

Was der Ausbau anbetrifft, nach einem Überblick auf die Lage des Holzverbrauches und einer Gegeneinanderstellung verschiedener Streckenausbauarten, wird es mehr auf dem Ausbau mit Betonformsteinen und auf dem Ankerausbau beharrt.

Zum Schluss werden die erforderlchen Massnahmen vorgeschlagen, die für die Steigerung des Vortriebs und der Vortriebsleitungen notwendig sind.

Országos Könyvtár TULAJDONA

Î. P. 2 — c. 2610

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicațiilor A.S.I.T. cu sediul în București, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituțiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

ANUNȚ

Se aduce la cunoștința tuturor întreprinderilor că Banca de Stat a reorganizat centrele de mostre care funcționează în următoarele localități:

Localitatea	Adresa	Nr. telefon
Bucureşti	Calea Dorobanților nr. 36—40	1.93.56
Timişoara	B-dul 23 August nr. 3	17.18
Cluj	Str. Kogălniceanu nr. 7	37.91
Orașul Stalin	Str. 7 Noiembrie nr. 2	17.93
Ploeşti	Str. S. M. Kirov nr. 5	16.52
Bacău	Str. M. Viteazu nr. 77	88.17
Constanța	Str. Scarlat Vîrnav nr. 9	17.54
Tg. Mureş	Piața Stalin nr. 51, et. I	29.04
Deva	Piața Unirii nr. 3	24

Aceste centre de mostre stau la dispoziția întreprinderilor pentru valorificarea stocurilor supranormative și disponibile precum și pentru aprovizionarea cu materii, materiale, piese de schimb etc., necesare activității lor.

Clișeul de pe copertă: Săpare de galerie cu cărucior de perforare

,,REVISTA MINELOR" organ al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor din R.P.R. și al Ministerului Minelor — Redacția: București, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 și 3.57.28 — **Administrația și Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin.** — Abonamentele se primesc la sediile filialelor și subfilialelor A.S.I.T. din întreaga țară precum și prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituțiile pot achita abonamentele pentru biblioteci și cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, București. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni și ingineri: lei 30 anual; — Prețul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 2610

Lei 5 exemplarul

E 1433

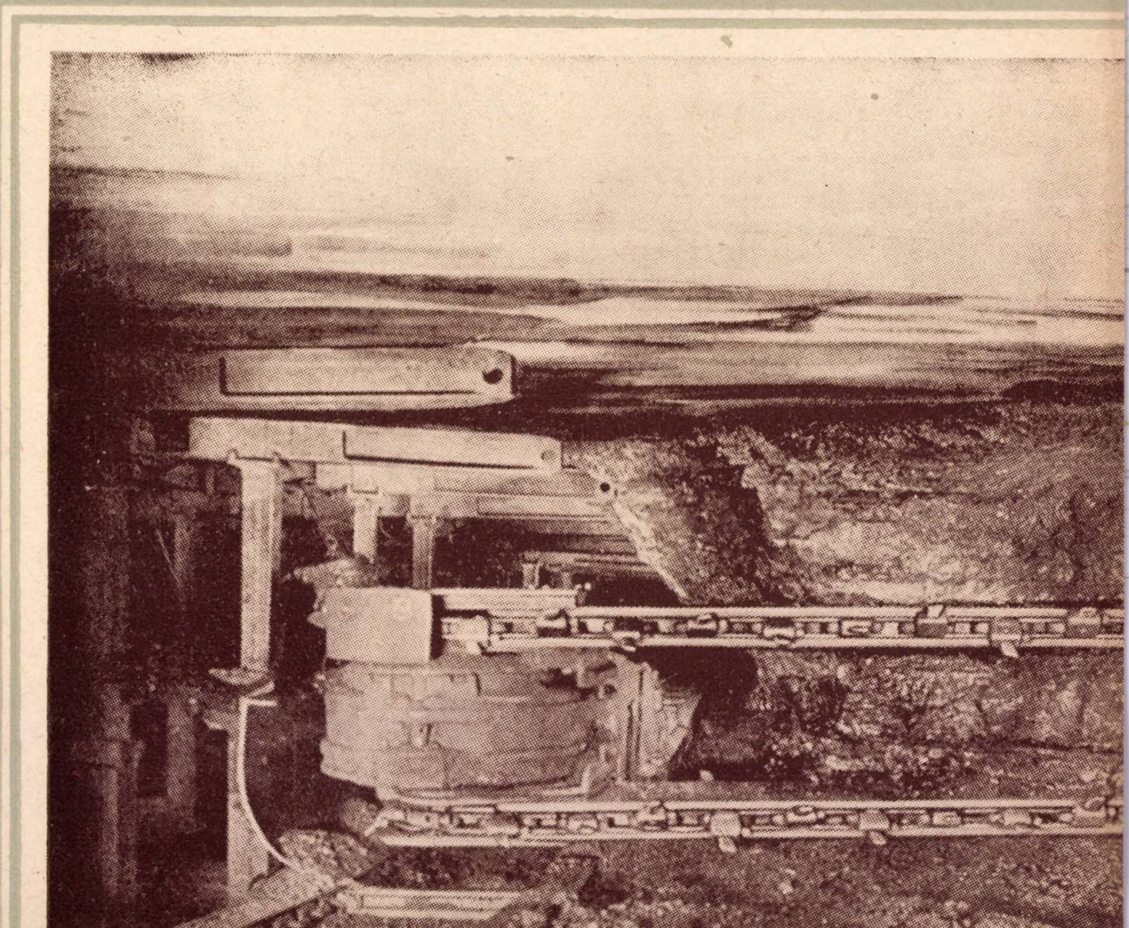
KAT

Revista
MINELOR

Număr special în cinstea celui de-al II-lea CONGRES A.S.I.T.
BUCUREȘTI - NOIEMBRIE 1956

Országos Műszaki Könyvtár
TULAJDONA

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMĚNA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA



10
1956
ASIT

Octombrie
1956
Anul VII
Nr. 10

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA: BUCUREŞTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.

* * *: Activitatea Secţiei Mine în intervalul dintre cele două congrese A.S.I.T. . . . 469

E. PAKI: Metode noi de combatere a metanului şi posibilitatea aplicării lor în minele din Valea Jiului 472

V. BUMBU, C. VODISLAV şi V. POPA: Tehnica nouă în domeniul mecanicii miniere . . 484

R. VLĂDOIANU: Tehnica nouă în domeniul mecanizării tăierii şi încărcării în abataj . . 493

C. BUZATU: Tendinţele actuale privind utilizarea energiei electrice în exploatările miniere moderne 508

V. CAZACU: Problemele mecanizării procesului tehnologic la saline 519

A. BUTTU: Calculul depozitelor subterane de explosivi 528

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.

* * * Деятельность Горного отдела между двумя конгрессами (1951—1956). 469

Е. ПАКИ: Новые метод борьбы с метаном и возможность их применения в шахтах долины Жиу 472

В. БУМБУ: Новая техника в области горной механики 484

Р. ВЛЭДОЙЯНУ: Новая техника в области механизации выемки и погрузки в забое . . . 493

К. БУЗАТУ: Актуальные тенденции в области использования электроэнергии в современных горных разработках 508

В. КАЗАКУ: Вопросы механизации технологического процесса в соляных копях 519

А. БУТТУ: Расчет подземных складов взрывчатых веществ 528

SOMMAIRE

Page

* * *: L'activité des Sections des Mines entre les deux congrès de l'A.S.I.T. (1951—1956) . 469

E. PAKI: Nouvelles méthodes de lutte contre le méthane et leurs applications dans le bassin Valea Jiului 472

V. BUMBU: La nouvelle technique dans la mécanique minière 484

R. VLĂDOIANU: La nouvelle technique dans la mécanisation de l'abattage et le chargement du charbon 493

C. BUZATU: La tendance actuelle dans l'utilisation de l'électricité dans les exploitations minières modernes 508

V. CAZACU: Les problèmes de la mécanisation de l'exploitation du sel gemme 519

A. BUTTU: La calcul des depots souterrains des explosifs 528

INHALT

Seite

* * *: Die Tatigkeit der Bergbau Sektionen des A.S.I.T. zwischen den beiden A.S.I.T.-Kongressen (1951—1956) 469

E. PAKI: Neue Methoden zwecks Bekämpfung des Methangases und der Anwendungsmöglichkeit im Bergrevier des Schiltales (Valea Jiului) . 472

V. BUMBU: Die neue Technik auf dem Gebiete der Bergbau-Mechanik 484

R. VLĂDOIANU: Die neue Technik auf dem Gebiete der Mechanisierung des Abbaus und Verladens an den Abbaustellen 493

C. BUZATU: Aktuelle Tendenzen im Gebiete der Anwendung der elektrischen Energie im Bergbau 508

V. CAZACU: Die Probleme der Mechanisierung des technologischen Vorganges in der Steins alzbergbetrieben 519

A. BUTTU: Die Errechnung der Untertagvorkommen der Sprengstoffe 528

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON,** ing. **I. BOGDAN,** prof. ing. **I. BONEA,** ing. **C. BUCIU,** prof. ing. **V. BUMBU,** prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU,** prof. ing. **V. POBORAN,** prof. dr. *habil* ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI.**

REVISTA MINELOR

ANUL VII ⊣ Nr. 10 ⊣ OCTOMBRIE 1956

Activitatea Secției Mine în intervalul dintre cele două congrese (1951-1956)

Anii 1951 şi 1956, în care au loc primul şi cel de al doilea congres al Asociației noastre, coincid cu anii de începere ai primului, respectiv ai celui de al doilea plan cincinal.

In acest interval de timp, sub conducerea Partidului Muncitoresc Romîn, oamenii muncii din țara noastră au desfăşurat o activitate plină de avînt pentru dezvoltarea industriei noastre, în deosebi a industriei grele, pentru înfăptuirea planului de electrificare a țării şi pentru dezvoltarea unor noi ramuri industriale. Această activitate a fost încununată de succes, sarcina primului plan cincinal cu privire la volumul producției globale industriale, fiind înfăptuită înainte de termen.

Industrializarea socialistă a țării a necesitat o continuă sporire a producției de minereuri şi de cărbuni pentru a face față necesităților mereu crescînde de metale ale economiei, pentru a asigura funcționarea fără întreruperi a transporturilor feroviare, a centralelor electrice, etc.

Secției Mine de pe lîngă Consiliul Central A.S.I.T. i-a revenit importanta sarcină de a contribui la îndeplinirea obiectivelor cuprinse în planurile de dezvoltare a industriei miniere.

An de an, sub îndrumarea conducerii centrale A.S.I.T., Secția de mine a căutat să-şi îmbunătățească forma de organizare şi metodele de lucru în vederea obținerii de rezultate din ce în ce mai bune.

I. ACTIVITATEA TEHNICO-ŞTIINȚIFICĂ

Prin planurile sale de muncă, întemeiate pe documentele Partidului şi Guvernului, Secția mine a urmărit să contribuie la rezolvarea problemelor centrale care formează progresul economiei într-un stat socialist, anume creşterea productivității muncii, şi reducerea prețului de cost.

Pentru sectorul minier, aceste preocupări prezintă o deosebită importanță, întrucît în minerit organizarea muncii şi a proceselor de producție au rămas în urma tehnicii.

Cele două probleme: creşterea productivității muncii şi reducerea prețului de cost, avînd un caracter complex, Secția Mine, prin planurile sale de muncă, şi-a propus să studieze, în scopul rezolvării lor, diferitele aspecte ale acestor probleme.

Astfel, în problema „Mărirea productivității muncii" s-au prevăzut teme de studiu, în scopul aducerii de soluții privind următoarele aspecte:

— ridicarea nivelului tehnic al cadrelor;

— organizarea proceselor de producție;

— organizarea muncii, folosirea optimă a timpului zilei de lucru, munca după graficul ciclic;

— norme tehnice;

— folosirea rațională a utilajelor specifice ramurii (perforatoare, maşini de havat, etc.);

— extinderea micii mecanizări;

— metode de exploatare de mare productivitate.

In ce priveşte problema „Reducerea prețului de cost", aceasta s-a propus a fi studiată sub următoarele aspecte:

— prețul de cost şi productivitatea muncii;

— reducerea consumurilor specifice la materialele de bază şi înlocuirea materialelor deficitare (ex. lemnul de mină);

— folosirea rațională a energiei;

— organizarea controlului tehnic al calității produselor (ex.: stabilirea de normative pentru diluarea minereului);

— valorificarea optimă a substanțelor minerale utile (ex. pierderi minime în zăcămînt, recuperări optime de preparare);

— organizarea reparațiilor preventive planificate a utilajelor miniere;

— problema pieselor de schimb în minerit.

Tratarea temelor de mai sus s-a făcut fie sub formă de conferințe, fie sub formă de studii supuse dezbaterilor în cadrul restrîns al specialiştilor în problemele respective, sau sub forma de referate expuse şi dezbătute în consfătuiri pe țară.

Activitatea tehnico-ştiințifică a Secției, a avut, în intervalul 1951—1956, o dinamică crescîndă.

Activitatea secției s-a orientat din ce în ce mai mult în spre găsirea de soluții aplicabile imediat problemelor legate de introducerea tehnicii noi şi organizarea producției. Soluțiile cuprinse în recomandările din rezoluțiile de la consfătuirile pe țară, au fost înaintate organelor interesate, în vederea aplicării lor în practică.

Planurile de muncă ale secției Mine de pe lîngă Consiliul Central au constituit firul director pentru întocmirea planurilor de activitate ale secțiilor de specialitate ale filialelor şi cercurilor A.S.I.T.

In intervalul 1951—1956 metodele de muncă ale Secției s-au îmbunătățit treptat. Consfătuirile au fost din ce în ce mai bine organizate, uneori reuşindu-se ca referatele să fie difuzate participanților mai înainte, în vederea pregătirii pentru participare activă la dezbateri, ca de exemplu, lucrările pentru consfătuirile: „Exploatarea în condiții optime a zăcămintelor metalifere prin eliminarea pierderilor de minereu în steril şi prin reducerea diluării minereului", ținută la Brad în 1954 şi „Mecanizarea exploatărilor de lignit" — ținută la Cîmpulung în acelaş an. Incepînd cu anul 1953, în Revista Minelor s-au publicat dări de seamă asupra tuturor consfătuirilor pe țară, precum şi referatele prezentate şi rezoluțiile adoptate.

Pe lîngă consfătuirile cu caracter larg, Secția a organizat dezbateri în cadrul mai restrîns de specialişti al unor probleme interesînd sectorul, ca de exemplu:

„Problema formării cadrelor tehnice în industria minieră" (studiul prof. ing. Vanci), „Consideraţiuni asupra metodologiei de calcul şi asupra preţului de cost în industria extractivă a minereurilor neferoase" (studiul dr. ing. Marius Luca), „Studiile hidrogeologice pentru deschiderea de noi mine" (Geolog Em. Liteanu) şi „Metodica lucrărilor hidrogeologice pentru proiectarea de mine de minereuri" (prof. Al. L. Ianulescu).

În ultimul timp, se constată o creştere calitativă a activităţii Secţiei Mine, ca urmare a atragerii în muncă a Secţiei, a unui număr tot mai mare de specialişti, care activează în cadrul institutelor de învăţămînt superior şi al institutelor de cercetări şi proiectări. Aceşti specialişti, în curent cu tehnica nouă din ţările avansate industrial, sînt în măsură să propună soluţiile cele mai potrivite în problemele care preocupă pe tehnicienii şi inginerii din producţie. Un exemplu al acestei colaborări îl constituie consfătuirea „Tehnica nouă în minerit" care se va ţine la Bucureşti în luna octombrie a. c.

De asemenea, în ultimul timp, secţia Mine a căutat ca, pentru studierea unor probleme din planul său de muncă, să antreneze pe specialiştii din filiale şi cercuri, legaţi direct de producţie. Exemple în această privinţă sînt următoarele probleme din planul de muncă pe anul 1956:

1. „Reconstrucţia puţului principal de extracţie de la Anina" — conferinţă de ing. V. Munteanu, de la Trustul Cărbunelui Anina şi

2. „Automatizarea în instalaţiile de prepararea cărbunilor" — studiu de ing. V. Dinu, de la I.P.C. Petrila.

În activitatea tehnico-ştiinţifică a Asociaţiei s-au resimţit însă unele lipsuri şi deficienţe.

Astfel, în primul rînd, planurile de muncă ale Secţiei nu s-au realizat decît în parte, din această cauză rămînînd nestudiate şi nedezbătute o serie de probleme importante ale sectorului, ca, de exemplu, studiile: „Căile pentru reducerea preţului de cost al lignitului", „Extinderea mecanizării în mineritul de minereuri", „Metode de exploatare cu înaltă productivitate a muncii pentru zăcămintele aurifere de la Baia de Arieş", sau, de exemplu, consfătuirea pe ţară de mare actualitate „Căile pentru mărirea productivităţii muncii în mineritul de cărbuni", precum şi alte probleme.

În general, dezbaterile din consfătuiri nu au analizat şi aspectul economic al problemelor prezentate, ceea ce arată că ele au fost privite parţial, numai sub aspectul tehnico-ştiinţific. Congresul P.M.R. a subliniat importanţa reducerii preţului de cost, socotind-o problema centrală a organizării producţiei, fără de care nu se poate realiza progresul în economia naţională. In viitor deci este necesar să se acorde o mai mare atenţie problemelor economice şi în special reducerii preţului de cost, pentru ca propunerile noastre să fie mai folositoare întreprinderilor şi economiei naţionale.

Deşi planurile de lucru au prevăzut majoritatea problemelor mai importante din cadrul industriei miniere, totuşi nu se poate spune că ele au fost îndeplinite întocmai.

Secţia nu s-a preocupat în măsură suficientă de promovarea metodelor de lucru ale colectivelor fruntaşe, deşi este cunoscută marea importanţă pe care o au extinderea acestor metode asupra ridicării productivităţii muncii şi a reducerii preţului de cost. În acest fel, s-a uitat că una din preocupările importante ale Asociaţiei constă tocmai în generalizarea ştiinţifică a practicei industriale şi în asigurarea unui schimb de experienţă permanent între cadrele tehnice, pentru extinderea metodelor verificate de practică.

În această privinţă s-au înregistrat unele realizări pozitive la filiale şi cercuri. Dintre acestea cităm:

— consfătuirea regională organizată în iulie a.c. de Secţia filialei Oradea în colaborare cu I.C. Sălaj cu tema: „Schimb de experienţă cu privire la generalizarea metodelor avansate şi a inovaţiilor, ridicarea productivităţii muncii, reducerea preţului de cost şi îmbunătăţirea calităţii";

— consfătuirea cu brigăzile de la înaintările rapide, organizată de filiala Valea Jiului, în luna iunie 1955.

Secţia Mine nu a urmărit şi nu a îndrumat îndeaproape activitatea secţiilor mine de la filiale, ale căror planuri de activitate nu concordau întotdeauna cu planurile de activitate ale secţiei Mine din cadrul Consiliului Central. În cadrul filialelor şi al cercurilor, activitatea a avut de suferit datorită faptului că membrii A.S.I.T. în loc să prezinte lucrări efectuate pe linie de A.S.I.T., prezentau lucrări de a căror realizare răspundeau pe linie de serviciu.

Unele realizări ale secţiei, cum ar fi conferinţele, sînt mai mult aportul personal al unora dintre membrii secţiei, în loc ca să fie rezultatul unei munci colective în secţie. Prin organizarea consfătuirilor, Secţia Mine şi-a ridicat prestigiul, dar nu s-a urmărit aducerea la îndeplinire a rezoluţiilor acestor consfătuiri, în scopul obţinerii rezultatelor mai bune în producţie.

Secţia nu dispune de o evidenţă, chiar şi sumară, a realizărilor întreprinderilor, care merită a fi generalizate. De asemenea, nu sînt cunoscute realizările din activitatea tehnico-ştiinţifică a institutelor din ţară. Pentru remedierea acestei situaţii, va trebui ca secţia să stabilească legături statornice cu aceste institute, în vederea cunoaşterii rezultatelor activităţii lor. Secţia va trebui să se preocupe de promovarea aplicării în practică a acestor rezultate.

Ţinînd seama de importanţa pe care Congresul al II-lea al P.M.R. a acordat-o ridicării nivelului tehnic, Secţia trebuie să depună eforturi susţinute în vederea promovării sistematice a metodelor de creştere a productivităţii muncii, prin folosirea mai completă a capacităţii de producţie existente şi perfecţionarea utilajelor şi maşinilor în funcţiune, prin introducerea tehnicii noi şi a procedeelor tehnologice înaintate, precum şi prin generalizarea experienţei colectivelor fruntaşe.

II. RIDICAREA NIVELULUI ŞTIINŢIFIC AL MEMBRILOR

Problema cadrelor tehnice care să asigure dezvoltarea industrială a ţării, a constituit o preocupare a secţiei Mine.

Problema formării şi utilizării cadrelor tehnice în industria minieră a făcut obiectul unui studiu amănunţit întocmit în anul 1955 de tov. prof. ing. Gh. Vanci, studiu dezbătut într-o şedinţă a Secţiei, cu participarea specialiştilor din ministere, învăţămînt superior şi din institutele de specialitate.

Totuşi, pe linia muncii de ridicare a nivelului ştiinţific al membrilor săi, secţia Mine trebuia să facă mai mult. Mult discutatele cursuri de specializare ce se pot realiza în condiţii bune numai sub auspiciile A.S.I.T.-ului încă nu au luat fiinţă.

Ca realizări de valoare trebuie menţionată munca rodnică a unui colectiv de membri ai secţiei Mine, care au elaborat cele 6 volume ale „Manualului Inginerului de Mine" şi au participat la elaborarea Lexiconului Tehnic, lucrare distinsă cu Premiul de Stat. Prin elaborarea „Manualului Inginerului de Mine", colectivul a dus la bun sfîrşit o sarcină grea. Volumul I al manualului distins cu premiul de Stat, a apărut în cinstea primului congres A.S.I.T., iar în cinstea celui de al doilea congres A.S.I.T., colectivul „Manualului Inginerului de Mine" își încheie lucrările prin apariția ultimului volum — volumul VI. Făcînd abstracție de unele lipsuri inerente unei lucrări atît de vaste, „Manualul Inginerului de Mine" rămîne una dintre cele mai valoroase lucrări tehnice, destinate inginerilor noștri de mine și constituie în același timp un exemplu de activitate în cadrul A.S.I.T.-ului.

În scopul ridicării nivelului științific al membrilor săi, secția Mine ca și filialele, au organizat conferințe sau cicluri de conferințe asupra realizărilor științei și tehnicii, prețului de cost, folosirii rezervelor interne ale producției, etc.

O contribuție de seamă au adus filialele și cercurile A.S.I.T. în acțiunea de ridicare a calificării tehnice a maiștrilor, în vederea trecerii examenului pentru diploma de maistru. În colaborare cu organizațiile sindicale și conducerile întreprinderilor, majoritatea cercurilor A.S.I.T. au organizat cursuri teoretice generale și de specialitate, seminarii, instructaje tehnice și demonstrații practice, care au dat posibilitate maiștrilor să-și completeze cunoștințele, astfel încît 80—90% din cei prezenți la examen au putut să-și ia diploma de maistru.

Pentru îmbunătățirea activității sale, secția Mine va trebui să dea atenție problemelor organizatorice, urmărind crearea unui complex unitar începînd de la cercuri și pînă la Consiliul Central. În viitor planurile de activitate vor trebui elaborate pornindu-se de la necesitățile reale de progres tehnic ale industriei miniere, aplicîndu-se acest principiu atît pentru cercuri cît și pentru conducerea secției, care va trebui pe viitor să-și lărgească atît activitatea organizatorică cît și aceea de îndrumare științifică.

Sarcinile industriei noastre miniere sînt din ce în ce mai mari și deaceea este necesar ca secția Mine să depună toate eforturile pentru a contribui pe linia A.S.I.T. la realizarea acestor sarcini.

Metode noi de combatere a metanului şi posibilitatea aplicării lor în minele din Valea Jiului

Ing. **Paki Ernest**
Şef Serviciu Tehnic—I. C. Lupeni

Odată apărute într-o mină de cărbuni, emanaţiile de metan cresc pe măsura înaintării în adîncime a lucrărilor. Atîta timp cît combaterea metanului se rezumă la diluarea acestui gaz, după ce el a pătruns în lucrările miniere, intensificarea treptată a emanaţiilor atrage după sine folosirea unor instalaţii de aeraj cu debite din ce în ce mai mari. Cu toate că progresul tehnicii în domeniul construcţiei ventilatoarelor de mare debit (pînă la 24 000 m^3/min.) a fost remarcabil, de la o anumită adîncime, în minele care se exploatează de secole, diluarea suficientă a metanului a devenit prea scumpă şi neajunsurile provocate de degajările spontane (erupţiile) de metan, în cazul cărora combaterea prin diluare nu are nici o şansă de reuşită, au dus la ideea de a capta metanul înainte ca el să fi pătruns în lucrările miniere sau, dacă acest lucru nu este posibil, de a redistribui în timp sau spaţiu, deci de a dirija degajările de metan.

Din numeroasele studii şi articole apărute în ultimii ani în literatura de specialitate rezultă că, în multe bazine de cărbuni, metodele de dirijare a degajărilor de metan şi în special drenarea metanului, se aplică cu mult succes. Prin folosirea acestor metode, cheltuielile legate de aerajul general al minelor au fost foarte reduse şi a devenit posibilă exploatarea unor strate a căror extragere, fără drenare, ar fi fost foarte dificilă.

Exploatate aproape de un secol, majoritatea minelor din Valea Jiului au adîncimi remarcabile. In ultimii ani, pentru a face faţă emanaţiilor de metan în creştere au fost făcute investiţii importante la aceste mine. Combaterea metanului fiind urmărită numai pe linia diluării, cea mai mare parte a cheltuielilor a fost legată de achiziţionarea unor ventilatoare cu debit mărit. Dacă în faza în care se aflau emanaţiile de metan atunci, aceste măsuri au fost cît se poate de fireşti, într-o viitoare etapă, cînd emanaţiile de metan mai accentuate şi sub forme noi, vor cere alte intervenţii, va trebui ca măsurile de combatere să ţină seama de ultimele cuceriri ale tehnicii miniere din acest domeniu.

In acest articol se va analiza în ce măsură este posibilă şi actuală aplicarea metodelor de dirijare a degajărilor de metan în minele din Valea Jiului. Considerîndu-le insuficient cunoscute la noi, în prima parte a lucrării se va face o descriere atît a observaţiilor care au dus la descoperirea lor, cît şi a modului în care ele se aplică în alte bazine de cărbuni.

1. Formarea şi acumularea metanului în zăcămintele de cărbuni

Metanul conţinut de zăcămintele de cărbuni este un produs al procesului de incarbonizare. Cantitatea de metan degajată în timpul executării lucrărilor de exploatare, reprezintă numai o parte din volumul produs din acest gaz în timpul formării cărbunilor. In întregime se consideră pierdută, prin degajare directă în atmosferă, cantitatea de metan produsă pînă la faza de lignit. Din metanul rezultat în timpul fazelor următoare ale procesului de incarbonizare, după Mott, se regăseşte în zăcămînt numai 17—50%.

Din numeroasele ipoteze emise în legătură cu forma de acumulare a metanului, mai verosimilă pare a fi cea care consideră că, cea mai mare parte din acest gaz se găseşte absorbită de cărbune, sub formă de soluţie concentrată, restul fiind în stare liberă, sub presiune, în porii şi crăpăturile microscopice ale cărbunelui.

Capacitatea cărbunilor de a reţine metanul este influenţată de numeroşi factori. Cercetările intreprinse în această direcţie au arătat următoarele:

a) Capacitatea de înmagazinare a metanului în cărbuni creşte cu cantitatea ultraporilor accesibili pentru moleculele metanului. Cum aceste suprafeţe interioare sînt în creştere de la cărbunii inferiori (de gaz) la antracit, înseamnă că şi capacitatea de înmagazinare creşte în acelaşi sens.

b) Capacitatea cărbunilor, de a reţine metanul, creşte cu presiunea. După *G. D. Lidin*, presiunea gazelor închise în rocile nederanjate atinge probabil valoarea presiunii hidrostatice şi poate ajunge uneori pînă la valoarea presiunii rocilor. La temperatura de 0^0 C şi presiunea de 1 at, 1 cm^3 de cărbune din Donbass sau Kuzbass absoarbe 5—8 cm^3 metan (3,5—5,7 m^3/t). Măsurătorile efectuate au arătat că în bazinele amintite, la adîncimile actuale de exploatare, presiunea metanului în strate atinge 40—50 at., iar conţinutul de metan variază între 25—35 m^3/t.

In minele din Belgia, adînci de 500—1 400 m, conţinutul de metan al zăcămintelor variază între 25—220 m^3/t.

c) Pe măsura creşterii temperaturii, capacitatea de absorbţie a cărbunelui faţă de metan scade. *V. V. Hodot*, studiind această variaţie între limitele 0—45^0 C, pentru presiuni ale metanului de 1—35 at, la cărbuni în stadii diferite ale procesului de incarbonizare (de la 13—38% substanţe volatile) arată că ea este de 10—17%, fiind maximă la cărbunii bruni.

d) Umiditatea reduce capacitatea cărbunilor de a înmagazina metanul. *V. V. Hodot* a arătat că, în cazul unei umidităţi apropiate de cea pe care o au cărbunii în stare uscată în aer, scăderea capacităţii de a reţine metanul este de 30—40%. Fenomenul îl explică prin micşorarea volumului porilor cărbunelui din cauza umezirii.

e) La acelaşi conţinut de substanţe volatile, cărbunii din diferite bazine au aceeaşi capacitate de absorbţie.

f) Varietăţile petrografice ale cărbunilor, extrase din acelaşi loc al stratului, au capacităţi de absorbţie a metanului sensibil egale.

Intr-un bazin de cărbuni, cantităţi însemnate de metan se pot afla şi în rocile sterile. Acestea provin fie din substanța cărbunoasă în stare dispersă, fie din stratele de cărbune, din care metanul a migrat în roca sterilă, prin porii acesteia. In cazul unei porozități suficiente a rocilor sterile, conținutul lor în metan poate fi mare. Uneori, acestea pot deveni izvoarele principale de metan ale minei.

Prezența metanului în apropiere de suprafață este rară, deoarece într-o asemenea situație, el s-a putut degaja în atmosferă. In legătură cu această problemă, în baza unor observații făcute în U.R.S.S., *G. D. Lidin* arată:

Pînă la o anumită adîncime, măsurată de la suprafață și care diferă de la un bazin de cărbuni la altul, rocile conțin azot și bioxid de carbon (fig. 1). Mai spre adîncime, în zona următoare, predomină azotul. In a treia zonă, azotul se găsește alături de metan.

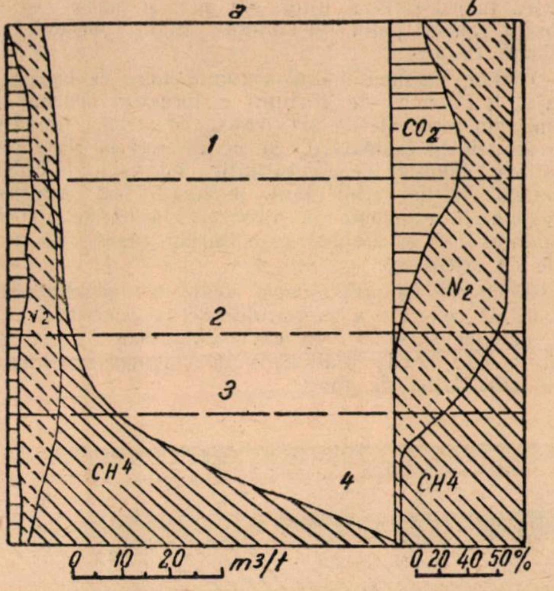


Fig. 1. Legile generale de modificare a compoziției chimice a gazelor din stratele de cărbuni, în funcție de adîncime, în bazinul Kuznețk: *a* — Compoziția gazelor în m^3/t de cărbune; *b* — Compoziția gazelor în % de volum; 1 — zona de gaze cu predominarea azotului și bioxidului de carbon; 2 — zona de gaze cu predominarea azotului; 3 — zona de gaze cu predominarea azotului și metanului; 4 — zona de gaze cu predominarea metanului (după Lidin)

In a patra zonă predomină metanul. Formarea acestor zone, *G. D. Lidin*, o explică prin pătrunderea dinspre suprafață a gazelor de origine biochimică (CO_2) și aeriană (N) și prin mișcarea dinspre adîncime a gazelor care s-au format în timpul procesului de incarbonizare (CH_4). Primele trei zone se numesc zone de alterare gazoasă. Dacă un zăcămînt este în întregime situat în aceste zone, el nu este metanos sau are un conținut de metan fără însemnătate practică (după *G. D. Lidin*, maximum 2 m^3/t).

2. Formele de degajare a metanului în minele de cărbuni

G. D. Lidin clasifică degajările de metan din minele de cărbuni astfel:

I. Degajări din stratul de cărbune care se exploatează:

a) Degajări obișnuite:

— din suprafețe, desvelite, imobile;
— din suprafața fronturilor în mișcare;
— din cărbunele depilat.

b) Degajări neobișnuite:

— la depresarea cărbunelui;
— la surparea cărbunelui;
— la strivirea pilierilor de cărbune;
— erupții de metan și cărbune mărunt.

II. Degajări din rocile învecinate stratului în exploatare:

— din stratele de cărbune învecinate, neexploatabile sau care se exploatează ulterior;
— din rocile sterile învecinate.

Permeabilitatea rocilor sterile, precum și a stratelor de cărbune dintr-un bazin de cărbuni este mică. Din această cauză, emanațiile de metan din suprafețele dezvelite imobile ale acestora sînt relativ lente și de lungă durată (după observații făcute în minele din U.R.S.S., de la 8—10 luni, pînă la cîțiva ani).

Permeabilitatea stratelor de cărbune este de cca. 30 ori mai mare decît cea a rocilor sterile învecinate. Paralel cu stratificația, permeabilitatea unui strat este de 2—5 ori (uneori de 20 ori) mai mare decît perpendicular pe ea.

In momentul deschiderii stratului de cărbune printr-o lucrare minieră (puț, galerie transversală), degajarea metanului aflat în strat sub presiune se face intens spre fața liberă. Cu timpul, intensitatea emanației se micșorează, deoarece zona de drenaj se mărește și lungimea drumului, pe care trebuie să-l parcurgă metanul, crește.

Scăderea cantității de metan degajat este aproximativ invers proporțională cu rădăcina patrată a timpului care a trecut de la dezvelirea stratului. Observații efectuate în U.R.S.S. au arătat degajări de metan, din pereții lucrărilor de pregătire executate în cărbune, de maximum 10—15 $m^3/24$ ore și m^2.

Mărimea zonei de drenaj a metanului depinde de timpul de drenare, de permeabilitatea stratului și de presiunea inițială a gazului. In Donbass s-a observat că, în stratele de cărbune cocsificabil, influența de drenare a galeriilor direcționale existente de mai mulți ani, se resimte numai pînă la o distanță de 30—40 m (la aceste distanțe cărbunele conținea metan în cantități egale cu cele inițiale).

Dacă frontul înaintează, adică dacă se taie o fîșie, emanația din front crește. Creșterea este cu atît mai pronunțată, cu cît mai adîncă este fîșia tăiată, deoarece în acest caz se dezvelește cărbune mai puțin degazat. Din această cauză, cele mai mici oscilații ale emanațiilor din front se înregistrează în cazul tăierii cu plugul (15—20 cm adîncime), iar cele mai mari în cazul tăierii făgașelor cu mașina de havat (1,5—2,0 m adîncime).

Cărbunele depilat, atîta timp cît nu este evacuat contribuie la vicierea cu metan a aerului din abataj. Acest fel de emanație crește cu gradul de sfărîmare a cărbunelui.

Cele trei feluri de emanații (degajări obișnuite) de metan amintite, se produc practic neîntrerupt. Oscilațiile de debit cauzate de tăierea fîșiei fiind relativ neînsemnate, combaterea lor este destul de ușoară și se rezumă la aducerea unui volum de aer nu prea mare, necesar pentru diluare.

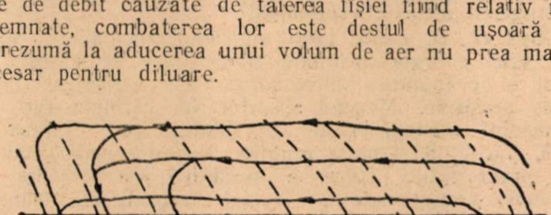


Fig. 2. Drumul metanului după Hinsley.

Dealtfel, numai o parte din metanul inițial conținut de strat intră în abataj sub formă de emanații din front și din cărbunele depilat. O altă parte se degajă din cărbune prin fisurile rocii din acoperiș, încă înainte de sosirea frontului în acel punct. Acest fenomen se datorește efectului undei de presiune care strivește cărbunele pînă la 10—50 m distanță înaintea frontului, dînd naștere la crăpături care favorizează degajarea stratului (fig. 2).

Că acest fenomen are loc, a fost dovedit de *Gaskell*, încă din anul 1936. Găuri perforate de acesta în acoperișul stratului într-un abataj cu frontul lung, care au avut un debit de metan neînsemnat, au început să debiteze acest gaz în cantitate mare, imediat ce a început havarea. O creștere a debitului de metan în timpul havării s-a observat și la găurile perforate în cărbune. Drenînd forțat metanul din găurile perforate în acoperiș, debitul de metan al găurilor din cărbune a scăzut brusc (fig. 3).

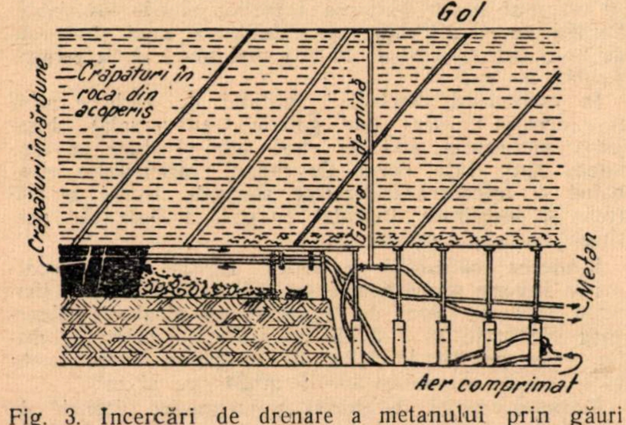


Fig. 3. Incercări de drenare a metanului prin găuri perforate în cărbune și acoperiș, făcute de Gaskell.

Degajările de metan, pe care *G. D. Lidin* le-a denumit neobișnuite, se caracterizează prin eliberarea într-un timp foarte scurt a unor cantități mari de metan.

Degajări spontane de metan, cauzate de surparea cărbunelui, pot avea loc în stratele subțiri cu cărbune moale și înclinare mare. Cărbunele rupt în cantități mari din colțurile frontului tăiat în trepte răsturnate alunecă jos, se sfărîmă și eliberează cantități foarte mari de metan, într-un timp scurt.

Forma cea mai periculoasă de degajare neobișnuită a metanului este erupția însoțită de aruncare de cărbune mărunt. Aceasta are loc atunci cînd procesul de deplasare a metanului din masiv, spre frontul de cărbune creeat, are un caracter violent și lucrul mecanic efectuat de metan întrece lucrul mecanic necesar pentru distrugerea structurii cărbunelui.

După *G. D. Lidin*, forța motrice principală în acest caz este energia metanului liber care se găsește în porii și crăpăturile microscopice ale cărbunelui la o mare presiune. Metanul absorbit în cărbune, care în momentul scăderii bruște a presiunii, trece în faza liberă, participă și el la erupție. Anumite neomogenități ale proprietăților fizice și mecanice ale stratelor de cărbune, condiționate de factori naturali sau tehnico-minieri pot facilita erupția.

In mod obișnuit, frontul de lucru în cărbune înaintează destul de încet și presiunea metanului în strat, pe măsura apropierii de front, se micșorează treptat. In anumite condiții însă suprafața de dezvelire poate înainta repede în interiorul masivului (de ex. găuri de sondaj lungi, executate în cărbune) și poate duce la erupții. Condiții favorabile erupțiilor, se creează și la deschiderea stratelor prin galerii transversale, puțuri, contrasuitori, etc.

Numai în unele cazuri și numai într-un interval de timp foarte scurt — insuficient pentru refugiere — erupțiile sînt precedate de semne prevestitoare. Din această cauză, ele duc de obicei la accidente.

Frecvența și intensitatea erupțiilor de metan însoțite de aruncare de cărbune mărunt, din minele adînci ale unor bazine de cărbuni, a dus la dificultăți foarte mari. In bazinul *Gard* (Franța), între anii 1879 și 1934, au avut loc 500 erupții de metan, în decursul cărora au fost aruncate peste 11 000 t cărbune. In stratele din aripa meridională a anticlinalului *Gorlov* (Donbass) au avut loc într-un singur an 483 erupții, în decursul cărora au fost aruncate 23 910 t cărbune. La mina Artemugol nr. X (Donbass), la o singură erupție, s-au degajat cca 60 000 m³ metan și au fost aruncate peste 1 000 t cărbune mărunt.

Formele de degajare neobișnuite, joacă un rol neînsemnat în balanța de metan a minei. Lupta în contra lor este totuși cea mai grea, fiindcă nu se poate prevedea timpul și locul unde ele apar și fiindcă este imposibil sau cel puțin neeconomic să fie combătute prin diluare cu aer.

O parte însemnată din volumul total de metan degajat într-o mină de cărbuni o formează metanul provenit din rocile sterile și stratele de cărbune învecinate cu stratele în exploatare. Și aceste roci în stare nederanjată, datorită permeabilității lor reduse, cedează metanul într-un ritm lent, emanații mai importante prezentîndu-se numai în dreptul crăpăturilor naturale (suflători) și în dreptul crăpăturilor cauzate de lucrările de exploatare.

Crăpăturile naturale joacă rolul unor adevărate conducte de colectare a metanului de la capetele stratelor de cărbune și sterile, în cari, după cum s-a mai arătat, gazele circulă mai ușor de-a lungul stratificației. Ele sînt destul de rare.

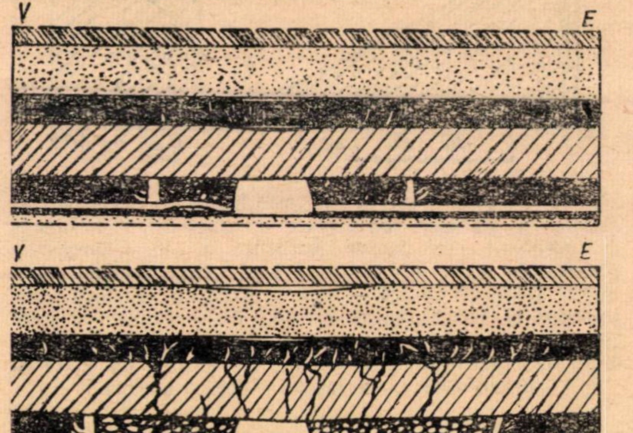


Fig. 4. Comportarea rocilor din acoperișul și culcușul unui strat în curs de exploatare și influența acestora asupra degajărilor de metan (după Weber).

Crăpăturile rezultate în urma subminării respectiv supraminării, prin lucrări de exploatare, a rocilor din acoperișul și culcușul stratului care se abatează, joacă aceiași rol de suflători ca și cele naturale. Acestea au de obicei debite mai mici, în schimb sînt foarte numeroase.

Influența pe care o au lucrările de abataj, asupra emanațiilor de metan din rocile din acoperiș și culcuș, se poate urmări în fig. 4, imaginată de *Weber*.

In spațiul exploatat din urma frontului, roca sterilă din culcuș se umflă și prin aceasta, între ea și stratul de cărbune neexploatabil aflat sub ea, se formează goluri în care se înmagazinează metan provenit din cărbunele destins prin supraminare. Roca din culcuș, umflîndu-se și mai mult, crapă și metanul intră în spațiul exploatat și deacolo, din cauza depresiunii din fața frontului, în abataj. Rocile din acoperiș subminate se încovoaie și ele pe rînd. Intre roca sterilă din acoperișul direct și stratul de cărbune aflat imediat deasupra, se formează un gol, ca urmare a faptului că la început se încovoaie numai prima. In golul format se acumulează metanul cedat de stratul de cărbune destins cu atît mai mult că, într-o anumită fază, în spațiul rezultat prin deslipirea celor două strate, există tendința de a se forma vid. Mai tîrziu se încovoaie și stratul de cărbune, așezîndu-se pe sterilul din acoperișul direct. Prin această mișcare golul se desființează, metanul din el fiind împins în spațiul exploatat pe crăpăturile apărute — ca rezultat al unei încovoieri și mai pronunțate — în roca sterilă.

Fenomenul de deslipire a stratelor unele de altele, deci formarea golurilor (denumite „Zonele lui *Weber*") se transmite din ce în ce mai sus în acoperiș. Crăpăturile din roci se înmulțesc și ele și se întind din ce în ce mai departe. Fiecare din ele formează un suflător de metan cu un debit relativ mic. Emanații puternice din acești suflători se înregistrează în momentul așezării unui strat din acoperiș spre altul, deci cînd metanul este împins dintr-un gol care tocmai se desființează.

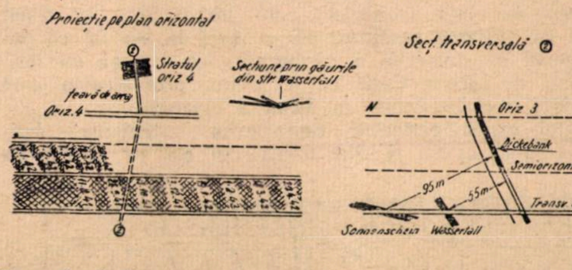


Fig. 5. Influența supraminării asupra emanațiilor de metan din sondaje executate în stratele din culcuș (după Forstmann).

Alte observații, în legătură cu influența lucrărilor de abataj asupra emanațiilor din rocile învecinate stratului în curs de exploatare, au fost făcute de *Forstmann* (fig. 5 și 6).

Dintr-o transversală săpată pînă în stratul *Wasserfall*, s-au forat în acest strat, spre est și spre vest, cîte o gaură de sondaj. O a treia gaură a fost executată, în prelungirea transversalei, pînă în stratul *Sonnenschein*. Controlînd debitul de metan al acestor găuri, s-a constatat că este mult influențat de mersul lucrărilor de abataj din stratul *Dickebank*. Găurile direcționale din stratul *Wasserfall* au arătat un debit majorat în lunile IX și X/1941, cînd abatajul din panoul de jos al stratului *Dickebank* a trecut în dreptul lor. Emanația a scăzut apoi, odată cu încetarea efectului lucrărilor de abataj și a crescut din nou, la trecerea abatajului din panoul de sus (lunile III—IV 1952). In timpul abatării panoului de sus, emanația a crescut foarte mult și în gaura perforată transversal (în stratul *Sonnenschein*). Măsurătorii efectuate în timpul experienței au arătat că roca sterilă dintre stratele *Dickebank* și *Wasserfall* s-a deplasat în sus (s-a săltat) și au permis să se tragă concluzia că, prin exploatarea stratului *Dickebank*, a avut loc o destindere a cărbunelui stratelor din culcuș, care a dus la o degazare mai pronunțată.

Din cele arătate mai sus rezultă că volumul de metan care va pătrunde în spațiul exploatat și deacolo în abataj, este cu atît mai mare, cu cît numărul de strate de cărbune neexploatabile aflate în culcuș sau acoperiș este mai mare și cu cît aceste strate sînt mai apropiate de stratul în exploatare. Mai rezultă că stratele de cărbune care se exploatează ultimele, vor avea cel mai puțin de luptat cu metanul. Rezultă de asemenea că volumul de metan care pătrunde în abataj este influențat de eventuala existență în acoperiș sau în culcuș a unor roci sterile purtătoare de metan.

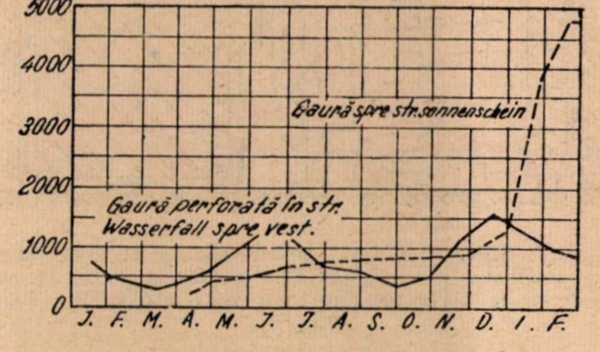


Fig. 6. Variațiile emanației de metan din găurile perforate în stratele din culcuș, în funcție de avansarea lucrărilor de abataj, dintr-un strat acoperitor (după Forstmann).

3. Metodele de dirijare a degajărilor de metan.

Aceste metode urmăresc fie prevenirea pătrunderii metanului în lucrările miniere, fie redistribuirea în timp sau în spațiu a volumului de metan care intră în locurile de muncă. Pentru atingerea acestor scopuri se poate acționa prin modificarea metodei de exploatare, a metodei de aeraj, a metodei de dirijare a presiunii, a procedeului de extragere (tăiere) a cărbunelui, a ordinei de exploatare a stratelor, precum și prin drenare.

Dirijarea degajărilor de metan prin modificarea elementelor metodelor de exploatare. Deși efectul drenant al suprafețelor dezvelite prin lucrările de pregătire nu este însemnat, dezvoltarea rețelei acestor lucrări și mai ales executarea lor din timp influențează intensitatea degajărilor de metan din abataje.

In Donbass, la exploatarea stratelor în avans, deci în cazul cînd pregătirile sînt recente și numai pe cîțiva zeci de metri executate, cantitatea de metan degajată de lucrările de pregătire nu întrece 10% din volumul total de metan degajat în sector, pînă la terminarea acestuia. In Kuzbass și Karaganda, unde lungimea totală a lucrărilor de pregătire reprezintă sute și chiar mii de metri și unde lucrările de abataj încep numai după terminarea completă a tuturor pregătirilor, cantitatea de metan pătrunsă în lucrările de pregătire atinge 30—40% din volumul total ieșit din sector pînă la terminarea exploatării.

Dirijarea degajărilor de metan prin metode de aeraj. Din cantitatea de metan, care viciază aerul abatajului pînă la procentaje controlabile cu lampa de siguranță, deci pînă la procentaje care deranjează desfășurarea normală a lucrărilor, de cele mai multe ori numai o parte mică rezultă din frontul de lucru, restul provenind din lucrările de pregătire al căror aeraj este în serie cu cel al abatajului, precum și din spațiile exploatate din urma frontului. De aceea, în minele pronunțat metanoase, aerajul lucrărilor de pregătire cu cel al abatajelor trebuie să fie în paralel, iar curenții de aer din zona abatajelor trebuie să fie în așa fel dirijați ca metanul din zona exploatată să nu fie antrenat spre front.

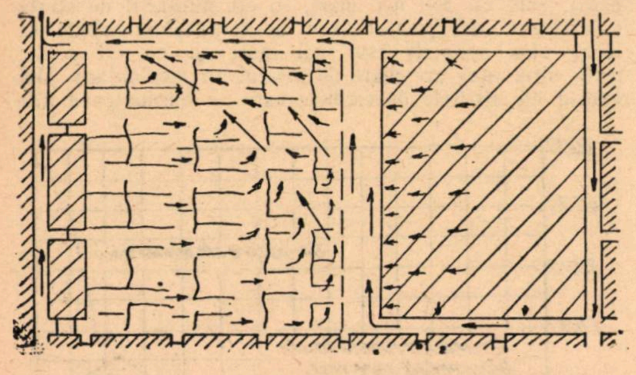


Fig. 7. Schema de aeraj pentru abataje cu front lung pe înclinare, care exploatează panoul în retragere, cu galeria de aeraj menținută în zona exploatată (după Lidin).

In fig. 7, 8, 9 și 10 sînt arătate patru scheme de aeraj posibile în cazul exploatării cu front lung pe înclinare sau cu trepte răsturnate a unui strat subțire.

In cazul schițat în fig. 7, întreaga cantitate de aer proaspăt ajunge fără pierderi la partea inferioară a abatajului. In timpul deplasării lui de-a lungul frontului, o parte din el se strecoară prin spațiul excavat din apropierea galeriei de aeraj. In modul acesta, metanul degajat în spațiul exploatat este împins spre galeria de aeraj și nu poate pătrunde în spațiul de lîngă front.

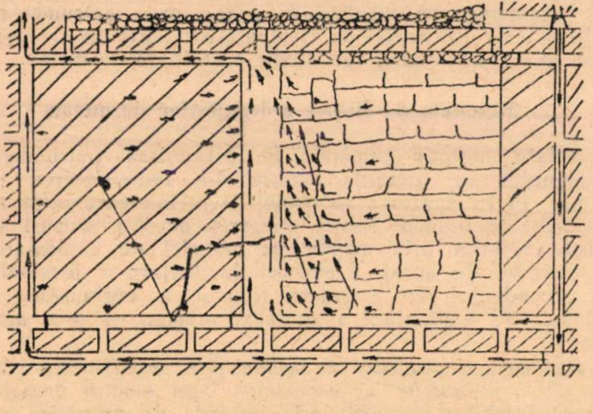


Fig. 8. Schema de aeraj pentru abataje cu front lung pe înclinare care exploatează panoul în avans cu galeria de aeraj înaintea abatajului (după Lidin).

In cazul prezentat în fig. 8, o parte din aerul proaspăt care circulă de-a lungul galeriei de bază se infiltrează în spațiul excavat și de aici pătrunde în abataj. Din această cauză, de cele mai multe ori, în partea superioară a abatajului metanul apare în cantități care deranjează producția.

In cazul schemei de aeraj arătată în fig. 9, din aerul proaspăt destinat abatajului nu se pierde nimic nici în timpul deplasării lui pînă la baza abatajului, nici în timpul trecerii lui de-a lungul frontului. Totuși această schemă de aeraj are dezavantajul că în spațiul exploatat se creează acumulări de metan foarte mari din care, pînă la urmă, metanul totuși pătrunde în spațiul din imediata apropiere a frontului, fiind antrenat de curentul de aer care se deplasează de-a lungul frontului. In cazul unei întreruperi în aeraj, această intrare atinge proporțiile unei adevărate inundări cu metan.

Cele mai favorabile condiții apar în cazul schemei prezentate în fig. 10. In acest caz spațiul exploatat se spală datorită infiltrațiilor de aer și astfel metanul, în mare parte, ajunge în galeria de aeraj, fără a trece prin abataj. In cazul distribuirii corespunzătoare a infiltrațiilor de aer în spațiul exploatat, această schemă este cea mai avantajoasă.

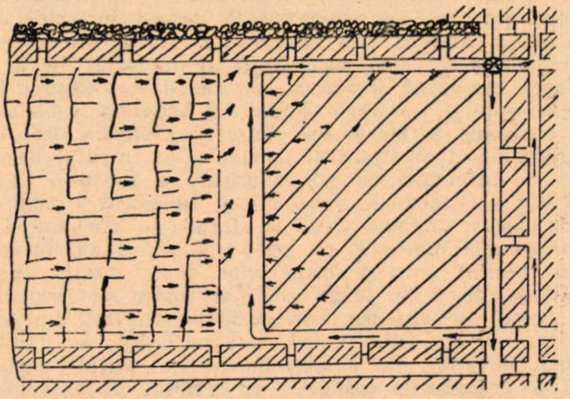


Fig. 9. Schema de aeraj pentru cazul exploatării în retragere a panoului, cu galeria de aeraj înaintea abatajului (după Lidin).

Dirijarea degajărilor de metan, prin modificarea metodei de dirijare a presiunii rocilor din acoperiș. Degajările de metan din frontul de cărbune, care au loc în schimbul de tăiere, sînt cu atît mai intense, cu cît stratul este mai puțin degazat. O degazare prealabilă pronunțată se obține dacă adîncimea zonei de cărbune strivit din fața frontului este mare. Este de dorit deci ca dirijarea presiunii să se facă în așa fel ca fenomenul de stoarcere a cărbunelui să decurgă cu maximum de succes. Ceea ce se obține prin aceasta este de fapt o redistribuire în timp a emanației.

Cînd există pericolul degajărilor instantanee, dirijarea presiunii va fi din contră în așa fel făcută ca fenomenul stoarcerii cărbunelui să fie pe cît posibil evitat. In acest caz se recomandă susținerea rigidă, prăbușirea artificială a acoperișului, etc.

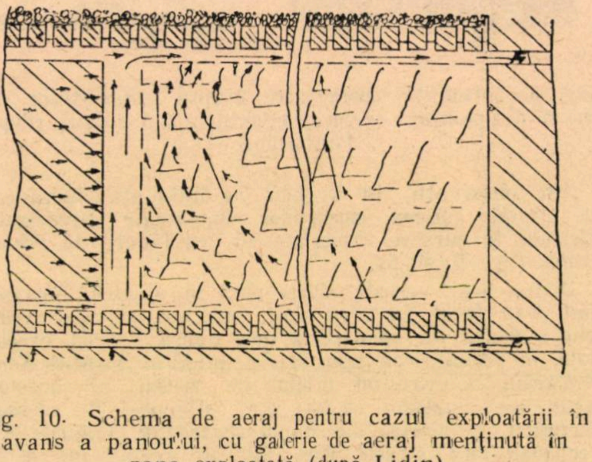


Fig. 10. Schema de aeraj pentru cazul exploatării în avans a panoului, cu galerie de aeraj menținută în zona exploatată (după Lidin).

In cazul unor emanații importante din colectorii din apropierea stratului în exploatare, deplasarea metanului în spațiul exploatat și de acolo în abataj, poate fi în parte împiedicată prin rambleierea spațiului excavat fiindcă rețeaua de crăpături este mai mică decît în cazul surpării.

Dirijarea degajărilor de metan, prin procedeul de extragere (depilare) a cărbunelui. Intr-un capitol precedent s-a arătat că atunci cînd viteza de înaintare a frontului se bazează pe adîncimi mari ale fişiei tăiate (de ex. havare cu braţ de 1,5—2,0 m) emanaţiile din timpul operaţiei de depilare pot lua proporţii dăunătoare. De aceea în cazul exploatării stratelor cu mare conţinut de metan, tăierea trebuie să se facă cu maşini care pătrund puţin în cărbune, dar au o viteză mare de deplasare de-a lungul frontului.

In cazul cînd sînt posibile degajări neobişnuite (erupţii), trebuie folosite explozii̇le de zguduire, pentru a provoca aruncarea în momentul cînd locul de muncă nu este ocupat de muncitori.

Dirijarea degajărilor de metan prin ordinea de exploatare a stratelor. La exploatarea unor strate de cărbune apropiate, cele mai puternice emanaţii de metan se vor înregistra în stratul care se exploatează primul, mai ales dacă acesta este stratul inferior. Cea mai mare uniformitate a degajării de metan se obţine atunci cînd exploatarea stratelor se face pornind de la stratele superioare spre cele inferioare.

In anumite împrejurări se preferă exploatarea prealabilă a unui strat inferior, denumit „strat protector sau de siguranţă". La exploatarea acestuia se întîmpină greutăţi din cauza metanului care atinge 70—90% din debitul total de metan al sectorului. In schimb, la exploatarea restului de strate se înregistrează emanaţii care abia ating 10—20% din acelaşi debit.

Exploatarea stratelor de siguranţă este un mijloc foarte eficace al luptei contra degajărilor neobişnuite de metan.

Drenarea metanului. Prin drenarea metanului se înţelege captarea totală sau parţială a acestui gaz, direct din rocile care îl conţin, înainte ca el să fi emanat în lucrările miniere. Drenarea se face de obicei din rocile din acoperişul şi culcuşul stratului şi mai rar din stratul care se exploatează, deoarece metanul conţinut de acesta se infiltrează în bună parte tot în acoperiş.

Marele avantaj al metodei de drenare este că metanul captat poate fi evacuat la suprafaţă printr-o conductă, izolat de aerul minei, ceea ce micşorează foarte mult debitul de aer necesar pentru aerajul lucrărilor miniere. Totodată, metanul aspirat şi condus la suprafaţă, avînd o concentraţie mare, se poate valorifica.

In bazinele de cărbuni, în care erupţiile de metan sînt cunoscute de peste 100 ani, încercările de drenare sînt şi ele aproape tot atît de vechi. Totuşi, primele operaţii de drenare încununate de succes, s-au făcut abia din anul 1943. Deşi în perioada premergătoare s-au efectuat numeroase studii şi observaţii, la descoperirea metodei a contribuit şi întîmplarea, în următoarele împrejurări:

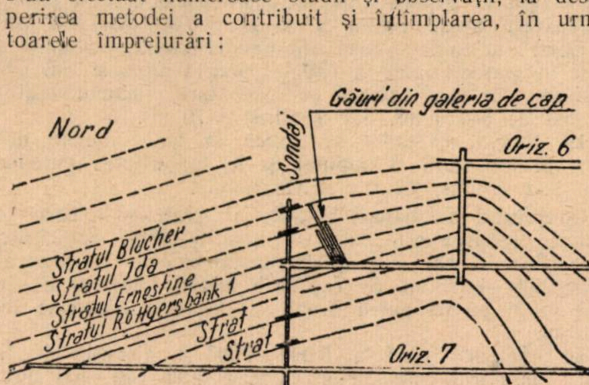


Fig. 11. Condiţiile de lucru la prima drenare sistematică a metanului la mina Mannsfeld.

La mina *Mannsfeld* (fig. 11), în timpul exploatării stratului *Röttgersbank* 1, abatajele apropiindu-se de transversala orizontului intermediar nr. 3, în aceasta s-a produs o emanaţie de metan foarte puternică şi de lungă durată.

Cercetările întreprinse au arătat că metanul provine dintr-un sondaj executat de jos în sus, în capul puţului orb, care fusese abandonat înainte de a străpunge în orizontul superior. Cum din acest sondaj, care a străbătut două din stratele subţiri din acoperiş, pînă la acea dată nu s-au înregistrat decît emanaţii slabe, a devenit clar că intensificarea degajării de metan, a fost cauzată de subminarea realizată prin exploatarea stratului Röttgersbank 1. Ca o primă măsură, gura găurii a fost tubată, metanul captat şi condus pe ţevi pînă la puţul 2. Situaţia aerajului s-a îmbunătăţit imediat. După aceasta, conducerea minei a hotărît să procedeze la drenarea sistematică a metanului. Ca urmare s-a introdus următoarea metodă:

Din galeria de aeraj a abatajului s-au forat în acoperiş mai multe sondaje ascendente, plasate la distanţa de 25 m unul de altul. Lungimea lor fiind de 45 m, ele străpungeau trei din stratele subţiri, neexploatabile din acoperiş. Diametrul găurilor, încercat de la 42—280 mm, a fost pînă la urmă stabilit la 65—80 mm, deoarece s-a constatat că acestea sînt suficiente pentru o drenare în bune condiţii. Sondajele se plasau la 20—30 m înaintea frontului. In modul acesta se asigură terminarea lor din timp, adică înainte ca frontul să fie ajuns în acel punct.

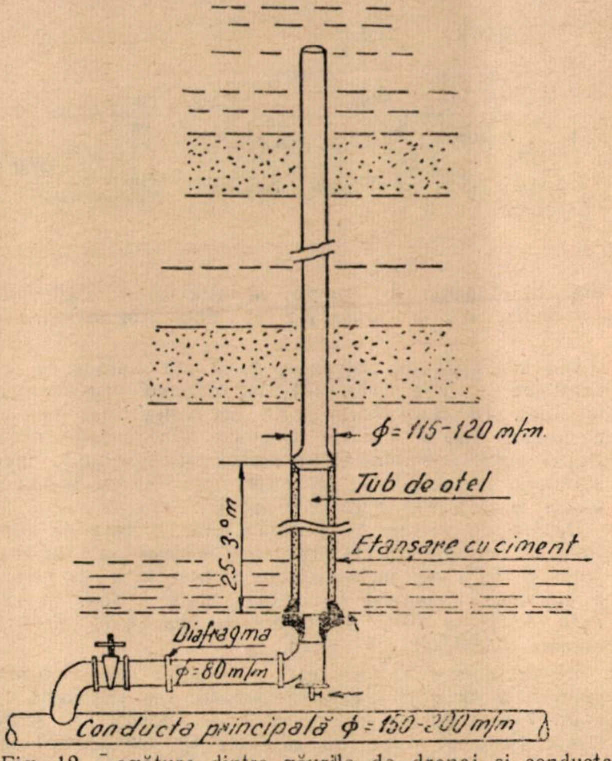


Fig. 12. Legătura dintre găurile de drenaj şi conducta colectoare.

Pentru forarea găurilor s-a folosit sondeuza P.F.-2 *(Nüsse & Gräfer).* Această maşină are gabaritul redus, este uşor demontabilă şi poate fora în orice poziţie, găuri pînă la 40—170 m lungime cu viteza de 35 m/schimb în cărbune, 25 m/schimb în steril moale şi 10 m/schimb în gresie. Diametrul tijelor de foraj este de 52 mm, lungimea lor de 1,7 m. Tăişurile de sfredel sînt în două trepte. Acţionarea tijelor (120—300 rot/minut) se face de un motor pneumatic de 6 C.P., prin intermediul unei cutii de viteză. Inaintarea tijelor de foraj se obţine cu un alt motor de 2 C.P., prin intermediul unui angrenaj. Acest mecanism asigură o presiune de înaintare de 4 t. Lungimea totală a maşinii este de 3 m (inclusiv cadrul), iar greutatea de 400 kg.

Gurile găurilor de sondaj au fost tubate cu ţevi de 2,5 m lungime, etanşate prin injectare de lapte de ciment pentru a împiedica pătrunderea aerului din galerie prin fisurile rocii (fig. 12).

Sondajele au fost racordate la o conductă colectoare de 150 mm diametru, montată pînă la suprafaţă (2 500 m). Înaintea racordului la conducta principală, s-a montat un ventil pentru a face posibilă izolarea sondajului în cazul cînd el nu drenează metan suficient de concentrat. Pe conducta de legătură între sondaj şi ventilul de închidere era montat şi un robinet pentru luarea probelor. Racordarea la conducta colectoare s-a făcut cu un tub flexibil pentru a se evita distrugerea conductei datorită mişcării rocilor.

La suprafaţă, conducta de colectare a fost racordată la două instalaţii de aspiraţie avînd capacitatea de 180 respectiv 360 m³/minut, legate în paralel. Una din acestea era de rezervă. Fiecare din aceste instalaţii realiza o depresiune utilă măsurată la gura sondajelor, de 100—200 mm coloană de apă.

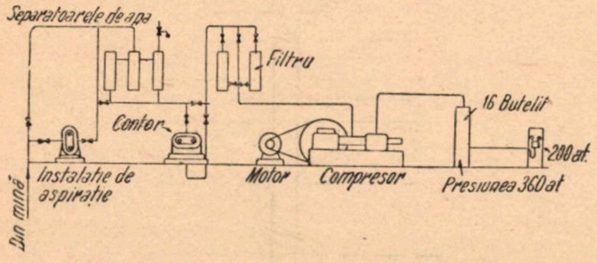


Fig. 13. Schema de montaj a instalaţiilor staţiei de drenaj de la suprafaţă, la mina Mannsfeld.

Din instalaţia de aspiraţie, gazul era condus la separatoare de apă (fig. 13), iar deacolo prin contor, la filtre. În continuare gazul era comprimat de un compresor într-o baterie compusă din butelii mari. După baterie era montat un reductor de presiune, unde amestecul metan-aer se comprima în buteliile consumatorilor la o presiune de 200 kg/cm².

Debitul de metan al fiecăruia din sondaje se controla în permanenţă. Găurile care debitau gaz cu mai puţin de 60% metan, se izolau. Concentraţia în metan a amestecului aspirat la această mină a fost în general de peste 70%. În 5 ani la *Mannsfeld* au fost drenaţi 13 000 000 m³ metan.

În cei numai 13 ani cari s-au scurs de la prima aplicare a drenării, această metodă s-a răspîndit în multe bazine de cărbuni şi astăzi se foloseşte pe scară largă. În anul 1952 au fost drenaţi 520.000.000 m³ metan. În acest timp, modul de aplicare a metodei şi instalaţiile necesare au fost perfecţionate. Lungimea sondajelor, desimea lor, locul lor de amplasare, forarea lor şi în sens descendent (în culcuş) etc., au fost studiate şi au fost stabilite de la caz la caz, potrivit cu specificul rocilor din fiecare bazin de cărbuni.

Concluziile la care s-a putut ajunge în Belgia, ţara care aplică pe cea mai mare scară drenarea, sînt în rezumat următoarele:

Chiar în cazul abatajelor cu front lung pînă la 280 m, drenarea se poate efectua în bune condiţii cu găurile perforate din galeria (preabatajul) de cap, ne mai fiind necesară perforarea găurilor atît din galeria de bază cît şi din galeriile intermediare. Aceasta se explică prin faptul că deslipirea bancurilor din acoperiş dă naştere la comunicaţii paralele cu frontul de abataj pe toată lungimea acestuia.

Pentru a capta maximum posibil, pe lîngă obişnuitele sondaje săpate din galeria de cap (în acoperiş şi în culcuş, în poziţie aproape perpendiculară pe stratificaţie), este bine să se foreze un al treilea rînd de sondaje de sus în jos cu înclinări mici şi dirijate înainte, pentru a atinge zonele de mare presiune care preced frontul.

Distanţa dintre găuri este cuprinsă de obicei între 10 şi 25 m şi foarte des stabilită la 15 m. Dacă distanţa este prea mare — ceea ce ar asigura cheltuieli de foraj mai reduse — o parte din metan poate să ajungă în circuitul de aeraj.

Lungimea găurilor variază de obicei între 40—90 m. S-au folosit totuşi sondaje pînă la 170 m. Găurile descendente, al căror foraj este mai dificil, sînt în general ceva mai scurte. O gaură scurtă are o viaţă scurtă. Începînd cu un anumit moment, metanul se degajă la fel de uşor spre rambleu ca şi spre sondaj. În consecinţă, recomprimarea bancurilor vecine stratului exploatat urmează frontul la o distanţă relativ mică, ceea ce opreşte practic degajarea de CH_4. Găurile lungi debitează timp îndelungat şi departe în urma frontului. Debitul unei găuri nu este totuşi proporţional numai cu lungimea ei şi cu numărul de strate metanoase pe care le străbate.

Diametrul găurilor este în mod normal de 80 mm. În porţiunea tubată el este de 115 mm cu diametre mai mari (115/140 mm) este bine să se foreze în roci puţin consistente, pentru a micşora riscul înfundării.

Lungimea porţiunii tubate de la gura sondajului este bine să fie de 10—15 m pentru a depăşi zona de fracturi mari.

Etanşeitatea sondajelor trebuie controlată cu regularitate, în special cînd ele se găsesc la 30—50 m în urma frontului. Pentru a menţine o etanşeitate bună, trebuie redusă pe cît posibil sfărîmarea bancurilor din acoperişul direct. În acest scop, paralel cu galeria de cap, trebuie clădit un rînd de picioare de rambleu, de lăţime suficientă. Scăderea etanşeităţii trebuie combătută şi prin recimentarea tubajului.

La gura sondajelor se aplică depresiuni care variază, faţă de cea existentă în galerie, de la cîţiva mm coloană de apă, pînă la 500 mm şi în mod excepţional pînă la 1 000 mm col. apă. Găurile vecine cu frontul debitează adeseori cu o slabă presiune. Acesta este şi cazul găurilor descendente.

La închiderea ventilului de la gura sondajului în *Belgia* s-au măsurat presiuni de pînă la 2 000 mm col. apă la găurile ascendente şi de 1—3 şi chiar 10 kg/cm² în găurile descendente. Aceste presiuni sînt cu atît mai mari cu cît gaura este mai lungă, deci cu cît zona de fisuraţie macroscopică este mai mult depăşită.

Numai găurile apropiate de frontul de abataj par a fi influenţate de producţia de cărbune. La distanţe mai mari debitul se stabilizează. Debitul unui sondaj depinde de distanţa sa de la front. El trece printr-un maximum — în cazul minelor din *Belgia* — cînd distanţa este cuprinsă între 50 şi 75 m şi descreşte apoi lent.

Volumul de metan captat printr-un sondaj variază în *Belgia* în general între 20 000—80 000 m³. La cîteva exploatări acest volum a atins 200 000—260 000 m³. Raportat la tona extrasă din panoul drenat, volumul a fost în general între 20—40 m³, dar a atins şi 196 m³. Raportat la tona extrasă pe exploatare, volumul captat a fost de 5—20 m³, dar a atins şi 70 m³.

În *Belgia,* captarea se aplică în toate minele din bazinul din nord (Campine) şi în majoritatea minelor din sud (Mons, Centre şi Charleroi).

Conţinutul de materii volatile al stratelor în care se aplică drenarea este cuprins între 13—32%. Adîncimea lucrărilor în care se aplică captarea este în general între 600—1 300 m. Se captează metan totuşi şi de la 360 m şi se va putea drena şi de la o adîncime de 250 m.

Se captează pînă la 3 000—4 000 m distanţă de la puţ. Diametrul conductelor variază între 150—300 mm, după lungime şi debit.

Depresiunea la staţia de aspiraţie este rar mai mică de 1 000 mm col. apă. Ea poate fi majorată pînă la 2 000 mm col. apă. Debitul unei staţii, exprimat în metan pur, este cuprins între 4 000—20 000 m³/zi.

În toate minele unde se aplică captarea, s-a observat întotdeauna o asanare radicală a circuitului de aeraj. Procentajul de metan captat variază între 40—80% din metanul total.

Investițiile necesare pentru aplicarea drenării la o mină s-au cifrat între 150 000—300 000 lei. Perioada de amortisment este evaluată la 10 ani pentru inventarul imobil și la 5 ani pentru cel mobil. Cheltuielile de exploatare sînt cuprinse între 48 000 lei și 84 000 lei pe an. Prețul de cost al unui m^3 de metan extras variază de la 0,03—0,09 lei. Atunci cînd rocile din acoperișul stratului sînt prea tari, cheltuielile de foraj prea mari, precum și vitezele de foraj prea reduse, pot face imposibilă sau nerentabilă aplicarea metodei de drenaj cu sondaje. In regiunea *Sarre*, unde conglomeratele din acoperișul stratelor au dus la o astfel de situație, s-a dezvoltat metoda de drenare a metanului cu galerii de drenaj. Aceasta constă din următoarele: Intr-un strat neexploatabil din acoperișul stratului care se exploata, se sapă 1—2 galerii direcționale, pe toată lungimea panoului. Pornind exploatarea stratului, aceste galerii se subminează, vatra, tavanul și pereții lor se deranjează și prin crăpăturile care se formează, metanul pătrunde in ele. Indiguind etanș gurile acestor galerii și aspirînd metanul pe țevi trecute prin diguri, se realizează drenarea. Uneori, din galeria de drenaj se forează și sondaje ascendente și descendente, pentru a se asigura o mai bună colectare. Aceasta se face atunci cînd rocile din culcușul și acoperișul galeriei de drenaj nu sînt și ele prea tari.

Posibilitatea de valorificare a metanului drenat și captat depinde de concentrația cu care se obține din mină. Concentrația este influențată de mulți factori și variază în timp, mai ales dacă numărul de sondaje este mic. In general se reușește obținerea unor concentrații de 70—95% CH_4. Prin metoda de drenare cu galerii se obțin în general concentrații mai slabe.

Folosirea drept combustibil la cazane a metanului este posibilă de la o concentrație de 30%. Totuși în unele țări, din motive de siguranță, nu se admite sosirea la stația de drenare a unui amestec cu concentrație sub 35% (procentajul exploziv maxim înmulțit cu coeficientul de siguranță 2). Metanul cu concentrație relativ mică poate fi folosit și pentru ameliorarea gazului produs de uzinele de gaz. Cel cu concentrație mare poate fi folosit drept combustibil pentru motoarele cu ardere internă, pentru încălzirea locuințelor sau ca materie primă pentru industria chimică.

4. Posibilități de aplicare a metodelor de dirijare a degajărilor de metan în minele din Valea Jiului

Etajul productiv al sinclinalului sedimentar al Văii Jiului cuprinde 19 strate de cărbune, numerotate de la 0 la 18, care alternează cu bancuri de gresie, marnă, argilă, etc. Grosimea stratelor de cărbune variază de la cîțiva centimetri pînă la cîteva zeci de metri. Dezvoltarea seriilor de bancuri sterile care despart stratele de cărbune variază și ea de la cîteva zeci de centimetri pînă la 60 m.

Din toată seria de 19 strate, exploatabile sînt numai 12 și anume: stratele 3 și 5 în toate minele, iar stratele 4, 6, 7, 8, 9, 13, 14, 15 și 18 numai în unele mine. La adîncimile la care se lucrează în prezent, înclinarea stratelor variază între 80^0—12^0.

Prin jocul blocurilor, care limitează bazinul și sub presiunea acestora, stratele au fost încrețite. Numeroasele falii, din care unele cu pasul mare, împart zăcămîntul în multe blocuri tectonice.

Cărbunele din Valea Jiului se clasează la limita de trecere între cărbunii bruni și huile. Cel mai apropiat de huilă este cărbunele din partea vestică a bazinului: Vulcan vest, Lupeni, Uricani. O analiză medie arată: apă higroscopică: 4,08%; C: 68,99%; H: 4,97%; O: 13,09%; N: 1,06%; S: 2,08% și cenușă: 5,73%. Puterea calorifică variază între 6 200—7 500 cal.

Metanul a fost identificat în toate stratele bazinului.

In acele mine care au fost puse în exploatare de 80—90 ani, deci în cele mai adînci, emanațiile de metan au ajuns la intensități care ne îndreptățesc să afirmăm că zonele de alterare gazoasă au fost depășite.

In unele mine, metanul este prezent și în rocile sterile. La mina *Lupeni*, emanațiile puternice de metan din gresii cauzează foarte des dificultăți mari la săparea galeriilor în steril. Dintr-un număr de 146 manifestări de gaze (manifestări ușoare, bule, barbotări, rafale și erupții) înregistrate la sondele de exploatare în curs de săpare la mina *Lupeni*, 141 au avut loc în momentul cînd se carota în roci sterile. In 120 din aceste cazuri, se carota în dreptul gresiilor, în 14 cazuri în dreptul alternanțelor de gresii cu argile și în 7 cazuri în dreptul argilelor și marnelor.

Creșterea cantității de metan conținută de strate odată cu adîncirea exploatării, deci odată cu presiunea, deși neurmărită științific, s-a putut constata fără dubiu în minele din Valea Jiului.

Urmărind numărul de manifestări de metan la un număr de sonde de explorare care au depășit toată adîncimea de 300 m socotită de la cota suprafeței, rezultă:

	Adîncimea:	Număr de manifestări:
Lupeni Nord:	0—100 m	8
	101—200 m	12
	201—300 m	14
Lupeni Sud:	0—100 m	3
	101—200 m	7
	201—300 m	24

Permeabilitatea rocilor sterile și a cărbunelui va fi urmărită în laboratoare numai de aci înainte.

In consecință, deocamdată nu o putem compara cu cea din alte bazine de cărbuni. Ea este în ori ce caz tot mică, deoarece și în Valea Jiului cantitățile de metan degajate în unitatea de timp din suprafețele de rocă dezvelite, imobile, sînt reduse. Permeabilitatea mai pronunțată a stratelor de cărbune față de cea a bancurilor sterile s-a putut constata pe bază de simple observații, iar faptul că permeabilitatea stratelor este mai mare pe direcție decît perpendicular pe ea pare să se confirme prin durata și intensitatea emanațiilor de metan din faliile transversale.

In Valea Jiului emanațiile de metan din front și din cărbunele depilat, nu sînt deocamdată intense, nici chiar în timpul tăierii sau havării. Au fost rare cazurile cînd, aerajul fiind normal, în abatajele cu front lung, în timpul depilării cărbunelui, s-a ajuns la concentrații de metan controlabile cu lampa de siguranță. La această situație contribuie probabil faptul că și în Valea Jiului metanul „fuge" in roca din acoperiș, ca urmare a efectului undei de presiune. In schimb, în abatajele cameră și în înaintările în cărbune și chiar și în cele în steril, deci la lucrările în „fund de sac" sînt frecvente cazurile cînd, pentru cîteva minute după explozia găurilor, metanul apare în procentaje de peste 1%.

Formele de degajare neobișnuită a metanului — erupțiile de metan — au apărut în Valea Jiului abia de cîțiva ani și numai sub forme relativ ușoare.

Primele indicii despre faptul că și minele din acest bazin de cărbuni vor avea de luptat cu formele de degajare spontană a metanului, le-au dat sondele de explorare săpate în partea vestică a bazinului. In zece cazuri, metanul conținut de stratul în care se carota la sondele de explorare care au fost în lucru în ultimii cinci ani la *Lupeni*, a aruncat noroiul de sapă la înălțimi cari au variat de la 4 la 20 m. In trei cazuri se carota în strate de cărbune, în restul de cazuri în steril.

Cea mai puternică erupție a avut loc la sonda 5110, amplasată în blocul III al flancului sudic al cîmpului minier, în timp ce se carota la adîncimea de 194 m într-o argilă compactă, puternic diaclazată care includea intercalații de argile moi îmbinate cu apă (indici de falie). Erupția a durat 17 ore. Zgomotul provocat de ieşirea gazelor s-a putut auzi timp de mai multe ore pe o rază de 1,5 km. A doua, în ordinea violenţei, a fost erupţia de la sonda nr. 36, amplasată în blocul „zero“ unde, în timp ce se carota în str. 3 la o adîncime de 215 m, metanul a aruncat noroiul la cca 20 m înălţime. Din majoritatea sondelor, după trecerea a 3—4 ani de la săparea lor, metanul continuă să emane.

Degajări spontane de metan au avut loc şi în subteran, în minele *Lupeni* şi *Petrila*, în următoarele împrejurări:

La data de 11 mai 1955, în galeria transversală nr. 1, spre blocul III A, orizontul 480 (mina *Lupeni*) în timp ce echipa perfora găuri în steril la vatră, s-a produs o erupţie de metan şi apă care a aruncat sfredelul din gaură, răsturnînd şi accidentînd minerul care perfora în genunchi. In momentul erupţiei sfredelul pătrunsese în rocă 1,5 m. Timp de 10 minute apa a fost aruncată la 20 m. După aceea a urmat o simplă scurgere a apei care a durat 3 zile. In galerie, deşi ventilatorul era în funcţiune, metanul a fost găsit prezent în proporţie de 2%. In canal, pe suprafaţa apei, a apărut gudron, iar în galerie s-a simţit miros de hidrocarburi uşoare. Efectuîndu-se ulterior un sondaj, în momentul cînd carotiera a ajuns la o adîncime de cca 8 m, s-a produs o nouă erupţie de CH_4 însoţită de apă. Metanul a inundat întreaga galerie de cca 100 m lungime, menţinîndu-se la peste 5% timp de 3 ore. Emanaţia scăzînd treptat, lucrul a putut fi reluat la 1 septembrie 1955.

A doua erupţie de metan de la mina *Lupeni* a avut loc în galeria transversală spre stratul 5 şi 3 de la orizontul 480, tot în anul 1955. In timp ce, în apropierea str. 5, se perfora o gaură de probă în steril, sfredelul pătrunzînd în stratul 5, a avut loc o puternică erupţie de metan care a durat cca 1 oră. O gaură forată cu sondeza după o lună, după ce a pătruns 8,4 m în stratul 5, a avut loc o a doua erupţie de metan. Metanul a inundat atît galeria, cît şi abatajele cu frontul lung din str. 8—9, blocul II, cu care lucrarea de pregătire avea aerajul în serie. Emanaţia continuînd cu intensitate, galeria a fost îndiguită, pentru a nu prejudicia producţia.

In luna iunie 1956, în suitoarea de atac plasată lîngă pilier, care se sapă între oriz. 400 şi 480, în stratul 15, blocul III (mina *Lupeni*), în timp ce echipa lucra la susţinerea locului de muncă, dintr-un punct al frontului situat lîngă peretele din dreapta al suitorii şi la mijlocul înălţimii frontului, a început să sară bucăţi de cărbune de 0,5—1,5 cm mărime. Fenomenul însoţit de zgomot (asemănător cu cel dat de crengi uscate care se rup), a continuat 6 ore. In acest timp în cărbune s-a format o gaură de formă aproximativ conică, avînd adîncimea de 0,8 m şi diametrul de la gură de cca 0,25 m. Controlul efectuat cu lampa de siguranţă la gura găurii a arătat 4—5% metan. La data cînd a avut loc această degajare neobişnuită de metan, suitoarea avea o lungime de 19 m. Pe această lungime suitoarea a trecut peste două falii mici, ultima fiind depăşită cu 4 m. Pe următorii 15 m săpaţi, pînă în prezent nu s-a dat de vreo altă falie. Se menţionează că în suitoare se lucrează fără explozivi şi că în momentul degajării de metan în front nu erau perforate nici găuri de probă.

La data de 2 iulie 1956, la mina *Petrila*, într-o galerie transversală intrată 1 m în stratul 3, dinspre acoperiş, a avut loc o erupţie de metan cu aruncare de cărbune mărunt. In prima fază, din porţiunea de tavan susţinută a căzut cca 0,5 t cărbune. Imediat după aceea, în partea de jos a frontului, din partea stîngă, cărbunele a început să se „umfle“ şi să se prăbuşească. Singurul muncitor aflat în apropierea frontului, sezisat de aceste fenomene neobişnuite, a părăsit în grabă locul de muncă. In timp ce alerga, fiind abia la 6—7 m de frontul de lucru, a fost lovit din spate de bucăţile de cărbune aruncate de erupţie. El a reuşit totuşi să se salveze. Din relatările acestui muncitor, angajat numai de cîteva săptămîni, rezultă că în timpul erupţiei s-ar fi văzut şi un nor de praf. Nu-şi aduce aminte de vreun zgomot, cu toate că un controlor de gaze, aflat nu departe de locul de muncă, afirmă că a auzit un zgomot asemănător cu cel provocat de la distanţă de împuşcarea unei găuri de mină. După erupţie, întreg orizontul a fost innundat cu metan. După 5 ore de la erupţie, în galeriile orizontului XII, metanul se mai găsea în proporţie de 2%. Cantitatea de cărbune aruncat a umplut complet profilul galeriei pe o lungime de 3 m şi a fost găsit taluzat pe alţi 4 m.

Aceste cazuri, în special cel de la mina *Petrila*, arată că la orizonturile în deschidere ale minelor mai adînci din Valea Jiului, la 300—400 m sub cota suprafeţei, unde presiunea metanului în zăcămînt este de 30—40 at., cărbunele, cel puţin în locurile unde este mai moale, poate fi antrenat de metanul care năvăleşte spre suprafaţa dezvelită. De aceea la aceste adîncimi este bine ca înţeparea stratelor cu galerii transversale şi contrasuitori să nu se facă fără o prealabilă sondare cu găuri lungi.

Momentul în care erupţiile de metan din minele din Valea Jiului vor deveni numeroase şi de mare intensitate este, probabil, încă îndepărtat. Analizarea maşinilor care vor deveni necesare atunci, este bine să înceapă totuşi încă de pe acuma, pentru a se evita orice surprize.

Inainte de a epuiza rezervele, la fundul cuvetei, adîncimea minelor din Valea Jiului, considerată de la cota suprafeţei va fi aproximativ egală cu cea trecută în tabela care urmează:

Mina	Primul strat exploatabil	Adîncimea (sub relief) maximă	
		Primul strat exploatabil	Stratul 3
Lupeni	18	380	750
Paroşeni	18	500	970
Vulcan	18	270	600
Aninoasa	18	580	1.050
Dîlja	18	800	1.260
Petroşani	15	350	680
Petrila	14	800	1.080
Lonea	5	750	800

Emanaţiile din crăpăturile naturale ale rocilor — suflătorii — se întîlnesc frecvent în Valea Jiului. Uneori aceşti suflători au debite de metan apreciabile şi de lungă durată, prejudiciind grav viteza de înaintare a lucrărilor de deschidere şi pregătire. In mina *Lupeni* există suflători atît în galerii în cărbune (galeria de cercetare sub acoperişul str. 5, blocul IV, oriz. 480), cît şi în galerii în steril (circuitul puţului orb central), care după trecerea a peste 5—6 ani încă sînt foarte activi.

Degajările de metan care apar ca urmare a subminării şi supraminării rocilor, deci în urma destinderii cauzată de lucrările de exploatare, apar şi în valea Jiului şi, la fel ca în alte bazine de cărbuni, au cea mai mare contribuţie la volumul total de metan emanat în mină. Prezenţa metanului în zona exploatată din urma fronturilor de abataj lungi din stratele subţiri este totdeauna semnalată. Metanul pătruns în aceste spaţii poate proveni uneori numai din rocile sterile poroase purtătoare de metan din acoperiş şi din culcuş, din care în unele mine (Lupeni) există din abundenţă. Este sigur însă că la volumul total de metan pătruns în locurile vechi, contribuie în primul rînd stratele de cărbune subţiri (neexploatabile) subminate, precum şi stratele de cărbune din culcuş supraminate. Dacă ţinem seama de faptul că în alte bazine de cărbuni destinderea rocilor cauzată de exploatare a fost observată la sute de metri în acoperiş şi pînă la 140 m adîncime în culcuş, este uşor de închipuit că, de exemplu, exploatarea stratelor 8—9 duce la o intensă degazare a stratelor neexploatabile nr. 10, 11 şi 12 din acoperiş şi chiar a stratelor 7 şi 6 din culcuş, situate la distanţe de numai cîteva zeci de metri. Următoarele observaţii vin în sprijinul celor afirmate mai sus:

Stratul 5, blocul IV, mina Lupeni, de 8,1 m grosime, se exploatează în trei felii de cîte 2,7 m cu fronturi pe înclinare şi înaintare direcţională. Dirijarea acoperişului se face prin surpare. Abatajele nr. 10 şi 11 pornite în anul 1954, felia II, nu au suferit de metan pe tot parcursul pînă la o falie care le trecea în felia I şi nici în dreptul acestei falii. Abia cînd abatajele au depăşit falia cu cca. 30 m (cînd s-a rupt probabil şi acoperişul de bază) a apărut metan în abataj, provenit din zona exploatată din urma frontului.

Fronturile lungi de abataj din stratul 4, blocul IV şi stratul 8—9, blocul V, mina Lupeni, au fost inundate de metan în procentaj de 1—2%, după ce s-au distanţat de la limita panoului cu 25—35 m.

La mina *Aninoasa*, în blocul II (Piscu), unde stratele 6, 7 şi 8—9 se exploatează, apariţia metanului în stratul 5 este forte rară. La aceeaşi mină, în blocurile I (Aninoasa) şi III (Priboiu), unde stratele subţiri menţionate nu se exploatează, apariţia metanului în str. 5 este frecventă.

Conform unor măsurători efectuate, volumul de metan care a emanat din mina Lupeni în anul 1954 a fost de 15.800.000 m^3. Din punct de vedere energetic, această cantitate de metan echivalează cu cca. 35.000 t cărbune.

Analizînd aplicabilitatea în minele din Valea Jiului a metodelor de dirijare a degajărilor de metan enumerate într-un capitol precedent, rezultă următoarele:

Metoda constînd din săparea din vreme a lucrărilor de pregătire, cu scopul ca pînă la începerea lucrărilor de abataj să aibă loc o degazeificare a stratului, nu are şanse de reuşită în Valea Jiului, deoarece raza de drenaj în stratul nemişcat este mică, iar emanaţiile din suprafeţele dezvelite sînt lente. A executa lucrările de pregătire cu mulţi ani mai devreme nu este indicat din cauza condiţiilor de presiune grele, specifice bazinului.

Din schemele de aeraj prezentate în fig. 7, 8 şi 9, 10, în Valea Jiului, la exploatarea cu front lung pe înclinare se aplică de obicei cea din fig. 9. Deşi, pentru motivele arătate, această schemă nu este dintre cele mai bune, ea va continua să fie aplicată, fiind legată de metoda de exploatare în retragere, la care, din cauza condiţiilor de presiune în general grele, nu se va putea renunţa. In numeroasele abataje din Valea Jiului care aplică această schemă de aeraj, sînt multe cazuri cînd se semnalează prezenţa metanului în partea superioară a frontului. Aceasta se explică prin faptul că curentului de aer proaspăt care circulă de-a lungul frontului i se adaogă treptat cantităţi de metan sosite dinspre spaţiul exploatat, adaosuri care pînă la partea superioară a abatajului însumează cantităţi care duc la concentraţii controlabile cu lampa de siguranţă. In astfel de cazuri, regulamentul de siguranţă interzice folosirea explozivilor pe o lungime de front de 20 m măsuraţi de la locul de apariţie a metanului, în jos. Pentru remedierea acestei situaţii se obişnuieşte să se monteze un ventilator pneumatic în partea superioară a abatajului. Ventilatorul aspiră aerul viciat de la 4—10 m distanţă, din spaţiul exploatat şi îl refulează în galeria de aeraj. In multe cazuri acest ventilator nu face faţă fiindcă între gura de aspiraţie şi de refulare a tuburilor de aeraj montate, aerul se scurtcircuitează. In plus, ventilatorul şi tuburile sînt expuse să fie prinse în surpare. Pentru astfel de cazuri pare a fi mai bună soluţia prezentată în fig. 14 şi 15. După aceasta, devierea între spaţiul exploatat a unei părţi din curentul de aer proaspăt intrat în abataj şi prin aceasta împiedicarea intrării metanului în spaţiul de lucru, se asigură printr-o galerie paralelă săpată în culcuşul stratului, legată de galeria de aeraj cu transversale scurte plasate din 20 în 20 m şi cu o uşă de aeraj montată în galeria de aeraj. Metoda este indicată în special în cazurile cînd în culcuş, în imediata apropiere a stratului în exploatare se găseşte un strat neexploatabil, deci cînd galeria paralelă se poate executa în cărbune sau în mixt. In multe cazuri, galeria paralelă este şi aşa necesară pentru aeraj, încă în timpul săpării galeriei de aeraj. In ipoteza dotării minelor cu maşini de perforat adecvate, galeria paralelă poate fi înlocuită şi prin găuri de sondaj de diametru mare (250 mm).

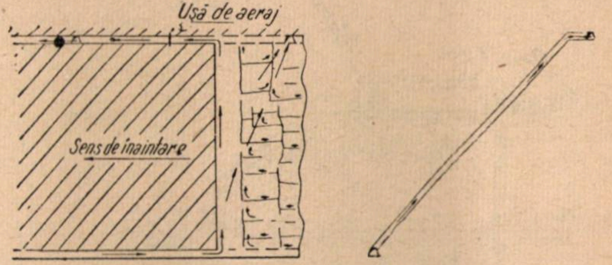


Fig. 14. Schema de aeraj pentru exploatarea cu front lung pe înclinare, în retragere, a stratelor subţiri (galeria de aeraj sub zona de lucrări vechi).

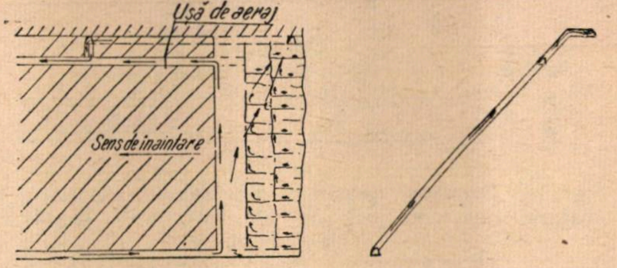


Fig. 15. Schema de aeraj pentru exploatarea cu front lung pe înclinare, în retragere, a stratelor subţiri (galerie de aeraj protejată cu pilier de cărbune).

La mina *Lupeni*, metanul prezent timp de cca. 3 luni în abatajul nr. 1/2 din str. 8—9, blocul V, a încetat să mai deranjeze lucrările de abataj, imediat după ce linia frontului a depăşit o suitoare scurtă de legătură săpată între galeria de aeraj şi o galerie de la orizontul de cap (fig. 16). Concentraţia în metan a aerului care trecea prin suitor a fost de 1% înaintea trecerii abatajului (cît a fost şi în abataj) şi a crescut la 3—4% după trecerea frontului. Cazul întîmplat recent, este încă sub observaţie.

Metodele de dirijare a degajărilor de metan prin modificarea presiunii litostatice sau prin modul de depilare a cărbunelui, nu-şi găsesc deocamdată aplicare în Valea Jiului, fiindcă formele de degajare constatate au apărut numai în mică măsură.

Aplicarea în Valea Jiului a metodei de degazare prin exploatarea unui strat protector inferior, se loveşte de faptul că stratele din culcuş sînt cele mai groase. La o aplicare parţială a acestei metode s-ar putea ajunge exploatînd prima dată, cu rambleu total, stratul 13. Prin aceasta s-ar degaza stratele exploatabile 15 şi 18 şi stratele neexploatabile 14, 16 şi 17. Pentru alegerea stratului 13 ca strat protector pledează faptul că acest strat, avînd acoperiş de categoria III-a, ar trebui şi aşa exploatat cu rambleu.

Aplicarea metodei de drenare este şi ea posibilă, fiindcă observaţiile făcute în alte bazine de cărbuni în legătură cu circulaţia metanului în rocile subminate şi supraminate, sînt perfect valabile şi în cazul minelor din Valea Jiului. Şi în aceste mine, cantităţile cele mai mari de metan provin din spaţiul exploatat din urma frontului, deci din stratele sterile şi de cărbune din acoperiş şi culcuş.

Aplicarea metodei de drenare se poate considera necesară, fiindcă :

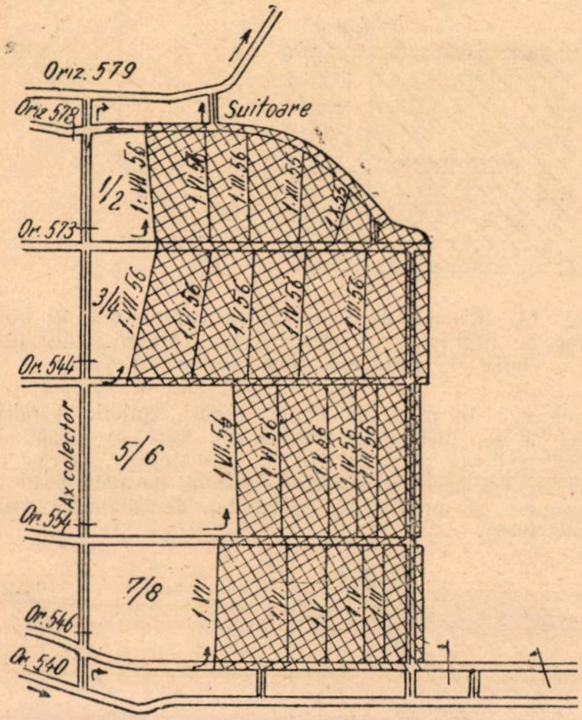


Fig. 16. Drenarea metanului din spaţiul exploatat, la abatajul cu front lung nr. 1/2, str. 8—9, blocul V, mina Lupeni.

— deşi în ultimii ani, majoritatea minelor au fost dotate cu ventilatoare avînd debite de 2500—3500 m^3/min sînt destul de numeroase cazurile cînd în abataje nu se poate împuşca ;

— în viitorul nu prea îndepărtat, dacă combaterea metanului se va mărgini la metoda diluării, vor fi necesare ventilatoare cu debite şi mai mari. Aceasta va aduce după sine necesitatea măririi profilelor galeriilor şi suitorilor principale de aeraj şi va face să crească pericolul autoaprinderii ;

— în prezent metanul emanat din mine, se pierde în întregime. Captînd în prima fază numai 20% din cantitatea emanată, numai la mina Lupeni, din alocaţia acordată angajaţilor s-ar putea economisi o cantitate de 8.800 t cărbune pe an.

In cazul stratelor subţiri, care au galeria de cap săpată în cărbune, drenarea metanului cu ajutorul sondajelor urmează să fie încercată în modul descris, adică aşa cum se procedează şi în alte ţări. Lungimea găurilor, distanţa dintre ele, etc. urmează să fie stabilite prin încercări. Pentru executarea găurilor lungi, minele vor trebui dotate cu maşini de perforat adecvate.

In cazul stratelor groase (3 şi 5), care au pregătirile executate în steril şi se exploatează de obicei în fişii orizontale, metoda de drenare cu sondaje va trebui adaptată acestei situaţii speciale. In fig. 17 este schiţată o metodă prin care, cu ajutorul unui suitor (sondaj) aplicat în acoperişul str. 3, s-ar putea aspira metanul din roca subminată, înainte ca el să fie pătruns în abataj.

Suitoarea (sondajul), subminat la fiecare surpare, se va distruge treptat, însă tocmai în acest fel va păstra comunicaţia cu reţeaua de fisuri purtătoare de metan din acoperiş. Depresiunea din suitoare, care va trebui să fie mai mare decît cea din abataj, urmează să fie asigurată printr-un ventilator pneumatic cu tubul de aspiraţie trecut printr-o uşă de aeraj foarte etanşă (sau dig) montată în porţiunea prelungită în acoperiş a galeriei transversale de bază. Aerul viciat, refulat de ventilator, va trebui condus pe tuburi pînă la cel mai apropiat circuit de aer viciat, care nu mai trece peste vreo lucrare minieră.

Drenarea cu ajutorul galeriilor de drenaj este şi ea posibilă în Valea Jiului. In fig. 18 este arătat un caz cînd o galerie din culcuşul stratului 5 de la *Lupeni,* care a servit înainte ca galerie de cap pentru exploatarea acestui strat, poate fi folosită ca galerie de drenare a metanului din rocile din acoperişul stratului 4, care este în curs de exploatare. Odată cu înaintarea frontului din stratul 4, rocile din acoperişul acestui strat şi, împreună cu ele, galeria din culcuşul stratului 5 se subminează. Dacă în galeria subminată se realizează o depresiune mai mare decît cea din abatajul cu front lung din stratul 4, metanul din reţeaua de fisuri a rocilor va pătrunde în galerie. Pentru realizarea acestei depresiuni se va monta un ventilator care va aspira pe un tub trecut printr-un dig construit în galeria de drenaj, într-o porţiune încă nesubminată a acesteia.

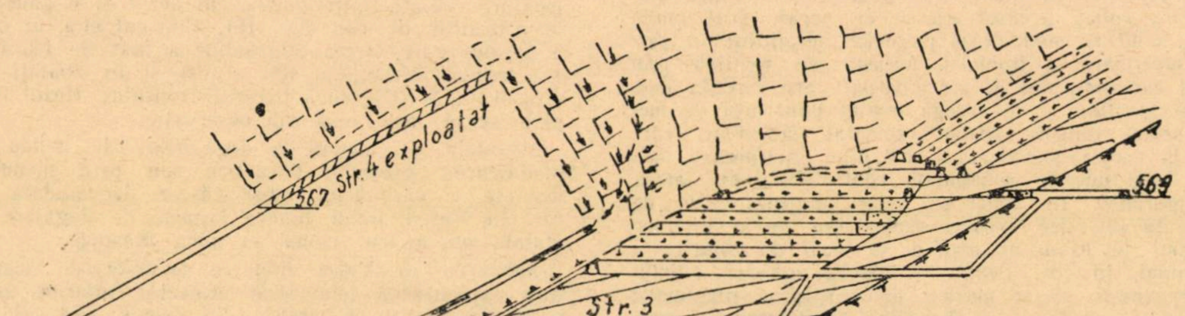


Fig. 17. Drenarea metanului cu suitoare (sondaj) săpată în acoperişul str. 3, mina Lupeni (propunere).

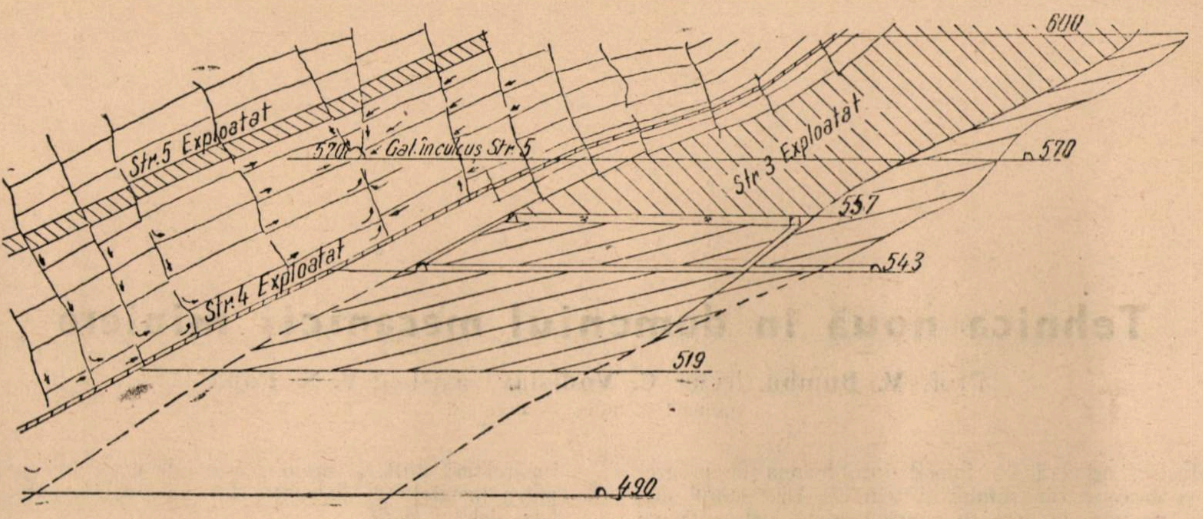


Fig. 18. Drenarea metanului din acoperișul str. 4, blocul IV, mina Lupeni, cu galerie de drenaj (propunere).

Este mai mult ca sigur că, lucrînd cu ventilatoarele pneumatice de care dispunem în prezent, depresiunea care se va creea, va duce numai la o drenare parțială a metanului. Atunci cînd încercărilor de drenare li se vor adăuga și cele de captare și valorificare, deci cînd vom fi dotați cu utilajul necesar stațiilor de la suprafață, prin racordarea țevilor trecute prin diguri la rețeaua de drenare, se va obține o depresiune suficient de mare pentru efectuarea drenării în condiții optime.

5. Concluzii

Superioritatea metodelor de dirijare a degajărilor de metan este evidentă nu numai din punct de vedere al eficacității, ci și din punct de vedere economic. Pentru acest motiv, aplicarea lor într-un bazin de cărbuni nu trebuie amînată pînă în momentul apariției emanațiunilor de metan de intensități și forme neobișnuite, așa cum greșit cred unii.

În Valea Jiului, formele neobișnuite de degajare a metanului abia au început să apară și momentul cînd ele vor lua proporții este probabil încă îndepărtat. În schimb cheltuielile legate de aerajul minelor, dacă măsurile se vor limita și în viitor la diluare, vor crește curînd în salturi mari. În consecință studierea, adaptarea și aplicarea încă de pe acum a metodelor de dirijare a degajărilor de metan în minele din Valea Jiului se impune.

Bibliografie

G.D. Lidin: Degajările de gaze în minele de cărbuni și măsuri pentru combaterea lor, Ugletehizdat, 1952.

A. Weddige: Evoluția metodei de drenare a metanului, Glückauf, nr. 13/14, martie 1955.

I.D.T.: Problema gazului metan în exploatările miniere. Volumul I. Degajările de metan. Culegere de material documentar, 1955.

I.D.T.: Problema gazului metan în exploatările miniere. Volumul II. Combaterea și folosirea metanului. Culegere de material documentar, 1955.

I.D.T.: Problema gazului metan în exploatările miniere. Volumul III. Drenarea metanului și grizumetria. Culegere de materiale documentare, 1956.

I. Venter și *P. Stassen*: Captarea și utilizarea metanului în Belgia. Annales des mines de Belgique, iulie, 1955.

A. Beraru: Exploatarea stratelor de cărbuni supuse erupțiilor instantanee de cărbune și gaze, Revista Minelor, Nr. 1, 1955.

Tehnica nouă în domeniul mecanicii miniere

Prof. **V. Bumbu**, lector **C. Vodislav**, asistent **V. S. Popa**
Institutul de Mine — Bucureşti

Industria minieră s-a folosit întotdeauna de progresele şi descoperirile ştiinţei şi tehnicii. In sectorul mecanicii miniere, în care se cuprind toate instalaţiile cu maşinile şi aparatele de la: extracţia prin puţuri, evacuarea apelor din mină, aerajul minei şi sistemul energetic pneumatic, tehnica nouă a fost aplicată încă din zorile mineritului, cînd se încerca mecanizarea extracţiei a evacuării apei şi a aerajului cu ajutorul roţilor de apă.

Energia aburului şi-a găsit utilizare imediată în industria minieră încă de la sfîrşitul secolului al XVIII-lea, iar instalaţiile pneumatice încep a fi utilizate încă din 1849.

După un secol de dominaţie a energiei aburului în minerit, energia electrică îşi face introducerea şi ea, către sfîrşitul secolului al XIX-lea.

In decurs de jumătate de secol, energia electrică se introduce integral, direct sau indirect, în majoritatea sectoarelor activităţii miniere, cu excepţia extracţiei şi instalaţiilor pneumatice unde, cu totul sporadic, se mai întîlnesc şi maşini de abur.

Mecanizarea extracţiei din mină, a evacuării apelor şi a aerajului a fost realizată integral în industria minieră încă din secolul trecut. De atunci încoace, în acest domeniu, s-au adus numeroase şi însemnate perfecţionări, atît sistemelor cît şi utilajului propriu-zis.

Concomitent cu acestea, avînd mecanizarea realizată, tehnica nouă a început să se preocupe de etapa a doua a procesului de modernizare a minelor şi anume: de automatizarea funcţionării acestor instalaţii, de telecomandă şi telecontrol, sau de rezolvarea unor probleme specifice, legate de condiţiile locale ale exploatărilor.

A. INSTALAŢIILE DE EXTRACŢIE MINIERĂ

1. Extracţie cu schipuri şi colivii răsturnabile

Sistemul de extracţie cu colivii, ce a constituit, la introducerea sa în minerit, un progres extraordinar, şi-a atins apogeul de dezvoltare acum cîteva decenii, cînd s-a dovedit a fi incapabil să poată satisface tehnic şi economic, producţia minieră mereu crescîndă.

Atunci cînd s-a pus problema realizării unor debite de extracţie prin puţuri, de milioane de tone pe an, soluţia a fost găsită în trecerea de la sistemul de extracţie cu colivii, la cel cu schipuri.

Prin înlocuirea coliviilor cu schipuri s-au obţinut mai multe avantaje, ca: reducerea greutăţii proprii a vasului, înlăturarea greutăţii moarte a vagonetelor, iar ca o consecinţă — reducerea secţiunii cablului de extracţie şi a dimensiunilor instalaţiei, precum şi reducerea puterii maşinii de forţă, fapt care a atras după sine, pe lîngă o investiţie iniţială mai mică şi un consum specific de energie mai redus.

Dar ceea ce era şi mai important decît atît, prin utilizarea schipurilor de mare capacitate pînă la 20 t încărcătură utilă, şi montarea a cîte două, trei şi chiar patru instalaţii de extracţie într-un puţ, s-a putut realiza debitul dorit.

Pe lîngă această calitate, extracţia cu schipuri a permis atingerea unor adîncimi de extracţie ce nu puteau fi realizate prin extracţia cu colivii.

Aşa se explică dece instalaţiile de extracţie construite în ultimele decenii, au fost de tipul cu schipuri aproape exclusiv, pentru adîncimile mari cum e cazul exploatărilor miniere sudafricane, sau în majoritate lor, cînd au fost instalate în ţările cu producţie minieră foarte mare.

Un alt sistem de extracţie care s-a dovedit capabil să asigure debite foarte mari de extracţie, este instalaţia de extracţie cu colivii răsturnabile.

Deşi cu neajunsul că are cea mai mare greutate moartă de cap, el este utilizat cu mult succes pentru adîncimile mici (100—200 metri), pentru care nu se pune problema cablului de extracţie.

Instalaţiile de acest tip, utilizate în S.U.A., sînt aplicate în special la minele cu vagonete de capacitate mai mare. Astfel pentru vagonetul de 1,4 t şi adîncimea de 137 m, se asigură un debit de extracţie de 168 t pe oră, iar în alt caz, cu vagonet de 3,2 t şi adîncime de puţ 131 m, un debit de 606 t pe oră [52].

Pe lîngă că se realizează debite importante, sistemul mai prezintă şi avantajul simplificării circulaţiei la suprafaţă, reducerea parcului de vagonete, deservirea rapidă, etc., şi bine înţeles, unele neajunsuri, acceptabile totuşi, de la caz la caz.

II. Acţionarea electrică

In ultima jumătate de veac, modul de acţionare al instalaţiilor de extracţie, a suferit o schimbare radicală.

Acţionarea cu maşini de aburi s-a dovedit a fi mult mai incomodă şi mai neeconomică decît acţionarea electrică. Şi aceasta chiar şi pentru minele de cărbuni ce dispun la faţa locului de fracţiuni din combustibil ce nu poate fi altfel recuperat.

Dată fiind iregularitatea în funcţionare a instalaţiilor de extracţie şi varietatea de servicii ce consumă energie la o mină, majoritatea dintre ele nepretîndu-se la alimentare cu energia aburilor, azi sîntem îndreptăţiţi, din punct de vedere economic, să ne construim termocentrale electrice proprii, ale minei, dacă nu dispunem prin apropiere de o reţea de alimentare cu energie electrică.

Totuşi, în domeniul acţionării turbocompresoarelor aburul încă mai întrece energia electrică, din punct de vedere economic, deşi nu cu mult.

Aşa se explică de ce în ultimele decenii, aproape toate instalaţiile de extracţie nou construite sau refăcute, au fost prevăzute cu acţionare electrică şi s-ar putea spune că în cea mai mare parte, cu motoare asincrone, iar restul cu motoare de curent continuu.

Demn de remarcat este şi faptul că pentru instalaţiile de extracţie de mare putere, de la 2 000...3 000 kW în sus, maşina de aburi clasică ar fi trebuit să atingă dimensiuni şi mase de inerţie ce ar fi îngreunat enorm comanda instalaţiei.

O încercare de ameliorare a acestei situaţii a fost făcută prin construirea unei maşini cu aburi triplex, de mare turaţie şi înaltă presiune a aburilor. Rezultatele obţinute nu se cunosc în amănunt, dar este de presupus că, dacă în domeniul pur tehnic s-au obţinut ameliorări, economic ea nu va putea concura cu acţionare electrică.

O cale nouă pe care se îndreaptă acţionarea electrică a instalaţiilor de extracţie şi unde realizările din ultimul timp par a fi dat rezultate promiţătoare, este sistemul de acţionare cu motor de curent continuu alimentat de la redresori cu mercur. Sistemul n-a atins decît puteri mici şi încă n-are rezolvată problema siguranţei contra inversării curentului în redresor. De aceea pentru puteri mijlocii şi mari, sistemul redresării curentului cu ajutorul grupului convertizor, rămîne încă drept unic mijloc.

III. Reducerea greutăţilor moarte

O problemă veche a instalaţiilor de extracţie o constituie greutatea moartă a sarcinii de la capul cablului de extracţie, adică greutatea proprie a coliviei şi a vagonetelor, respectiv a schipului.

In legătură cu această latură a problemei, greutatea proprie a cablului este şi ea de aceeaşi importanţă.

Este ştiut că greutatea proprie a coliviei şi vagonetelor impune cablului de extracţie o secţiune de trei, patru ori mai mare decît ar fi necesar numai pentru sarcina utilă de extras şi aceasta datorită faptului că greutatea proprie a coliviei şi vagonetelor de pe ea reprezintă de la două pînă la trei ori greutatea încărcăturii utile din vagonete.

Problema aceasta persistă de la introducerea extracţiei cu colivii, dar ea a devenit acută odată cu creşterea adîncimii puţurilor şi cu creşterea debitului de extras.

In extracţia cu colivii s-a constatat că cel mai gros cablu de extracţie, după normele noastre (din 222 de sîrme a 3 mm diametru), nu mai era suficient. Pentru soluţionarea problemei, s-a pornit pe două căi: reducerea greutăţii moarte de cap şi îmbunătăţirea calităţii oţelului din cabluri.

Primele măsuri în acest sens, fiind făcute pe calea utilizării unui oţel, cu rezistenţă de rupere de două ori mai mare decît a oţelului din profilatele obişnuite, s-a putut obţine o reducere importantă a greutăţii coliviei.

Incercarea de a se utiliza aliaje uşoare în construcţia coliviilor au fost făcute de mult şi ele sînt reluate în ultimul timp, accentul punîndu-se pe studiul comportării aliajelor uşoare, atît din punct de vedere al calităţilor mecanice, cît mai cu seamă din punct de vedere al comportării la coroziune, care-i un factor de cea mai mare importanţă şi specific exploatării.

Este evident că, în reducerea greutăţii moarte, rolul vagonetelor este de mai mică importanţă, ele reprezentînd circa un sfert din greutatea moartă a coliviilor. Totuşi, şi construirea lor, din metale uşoare a fost începută. Comportarea în practică, urmează să-şi aducă verdictul.

Cert este că, datorită, pe deoparte, parcului mare de vagonete, iar pe de altă parte, datorită înrădăcinării crescînde a extracţiei cu schipuri — care soluţionează problema reducerii greutăţii moarte în cel mai radical mod, trecerea la vagonete construite din aliaje uşoare, nu-i previzibilă în viitorul apropiat, decît doar în cazul unor noi realizări, care să ieftinească, în mod adecuat, preţul de cost al metalelor sau materialelor uşoare.

O altă cale pentru reducerea greutăţii proprii a coliviilor, a fost trasată prin construirea lor din oţel balot, cum este cazul coliviei de la puţul Centrul Petrila. Acolo greutatea proprie a coliviei reprezintă cca. 90% din sarcina utilă de extras.

Dacă această cale ar fi aplicată în paralel cu utilizarea oţelurilor de mare rezistenţă la rupere şi, deosebit, s-ar renunţa la paracăzători în extracţia de util, greutatea proprie a coliviilor ar putea fi redusă la numai jumătate din sarcina utilă de extras, dacă nu chiar mai puţin, fără să se recurgă la aliaje uşoare. Acelaşi lucru se poate spune şi despre schipuri.

Este de prevăzut că, în viitorul apropiat, instalaţiile de extracţie cu colivii, dat fiind numărul mare de instalaţii existente, îşi vor canaliza perfecţionarea şi pe această cale, mai cu seamă că oprirea la nivelul rampei nu mai prezintă o problemă, iar renunţarea la paracăzători a devenit posibilă graţie metodelor noi de control şi încercare a cablurilor.

IV. Cablurile de extracţie

In acest domeniu progresele realizate de tehnica nouă sînt mai puţin importante, deşi ele se referă atît la perfecţionări de tipuri şi metode de fabricaţie, cît şi la materialul din care sînt confecţionate.

Cablurile plate, datorită longevităţii lor reduse, au fost scoase din uzul extracţiei curente, dar încă menţinute pentru săpări şi adînciri de puţuri sau pentru compensări.

Inlăturarea lor şi în procesul săpării puţurilor nu este îndepărtată, deoarece problema construirii cablurilor rotunde, capabile să nu oscileze sub variaţii de sarcină, a fost studiată şi rezultatele obţinute, cu cablurile construite pînă acum, sînt pozitive.

Cablurile rotunde, fabricate după procedeul precablării, sînt produse şi utilizate cu succes, în special pentru adîncimi mari unde tensiunile de deformare se fac mai tare simţite.

O ameliorare importantă în fabricarea cablurilor, a fost adusă prin construirea lor din toroane fasonate, fapt care a permis reducerea diametrului exterior, şi a accentuat netezimea suprafeţei exterioare. Pentru un contact cît mai favorabil între sîrmele cablului, s-a început şi fabricarea de cabluri cu sîrmele paralele.

In domeniul calităţii materialului din care sînt confecţionate cablurile din oţel, s-au făcut prea puţine realizări. Incercările au condus la crearea unui oţel de cabluri cu rezistenţa de rupere a 173...188 kg/mm², dar cu calităţi superioare celui utilizat pînă acuma şi care avea rezistenţa de rupere 180...197 kg/mm². Utilizarea noului material este generalizată şi în ea se poate observa tendinţa de a reduce din rezistenţă, probabil, pe seama diminuării casanţei la încovoiere.

Şi dacă ţinem seama că această calitate de oţel este întrebuinţată astăzi pentru puţurile cele mai adînci, [49], ne dăm seama că găsirea unui oţel aliat sau a unui tratament termic, care să menţină calitatea lui de necasanţă şi la rezistenţa de rupere de 320 kg/mm², este încă o problemă nerezolvată pentru tehnica minieră.

Cu toată această rezistenţă de rupere scăzută, extracţia de la mare adîncime se serveşte şi astăzi de cabluri rotunde, cu diametrul de 35...57 mm.

Este adevărat, însă, că normele de tehnica securităţii sînt mai puţin riguroase, ele impunînd, pentru personal şi materiale un coeficient de siguranţă de minim 5, iar numai pentru util, de 4,5, dar, bineînţeles admisibile în legătură şi cu alte îngrădiri.

Aici mai trebuie subliniat faptul că NTS local, neimpunînd paracăzători, iar extracţia făcîndu-se cu schipuri, greutatea moartă de cap nu-i exagerată, pentru o sarcină utilă de 7 250 kg, de exemplu, greutatea schipului este de numai 4 730 kg.

O grijă deosebită se acordă protecţiei cablurilor contra coroziunii.

In privinţa căderii coliviilor în puţ, ca urmare a ruperii cablurilor de extracţie, trebuie amintit că, constanta şi buna calitate a oţelului din cabluri, a contribuit mult la reducerea acestor accidente. Dacă controlul şi încercarea cablurilor ar fi făcute mai des şi în paralel cu aceasta, s-ar lua măsuri pentru a se evita frînările bruşte, s-ar putea merge, cu siguranţă la evitarea lor.

In acest sens s-a făcut un pas hotărîtor înainte prin crearea aparaturii de încercat cablurile pe cale electromagnetică şi magnetică, în timpul funcţionării. Cu toate greutăţile de interpretare a măsurătorilor făcute cu această aparatură, ea ne poate da indicaţii preţioase asupra stării cablului şi ar trebui introdusă pretutindeni, căutînd a o perfecţiona.

Cablurile cu secţiune variabilă, pentru marea adîncime de extracţie şi chiar pentru cea mijlocie, încă nu şi-au putut cuceri un loc de frunte în extracţie.

Pentru a rezolva însă problema insuficienţei de secţiune la cabluri, tehnica nouă a recurs la utilizarea în paralel a mai multor cabluri (extracţie cu cabluri multiple). Soluţia este practicată şi pentru că favorizează, se zice, reducerea diametrului dispozitivelor de înfăşurare, deşi nu-i aplicabilă decît pentru instalaţiile cu roată motoare şi deci nu rezolvă încă problema de bază.

V. Dispozitivele de înfăşurare şi frînele

Creşterea adîncimii de extracţie a impus instalaţiilor de extracţie noi tipuri de tobe. Pornind de la toba conică obişnuită, mai puţin agreiată, s-au creat: toba cilindroconică, toba bicilindroconică şi toba biconocilindrică, cu ajutorul cărora s-a putut realiza, atît compensarea greutăţii proprii a cablului de extracţie, cît şi extracţia concomitentă de la mai multe orizonturi.

Evident că adîncimile mari de extras au impus, pe lîngă aceste tipuri noi de tobe, pe deoparte dimensiuni foarte mari, iar pe de altă parte — înfăşurarea cablului pe tobă în mai multe straturi, ceea ce crează un climat nefavorabil pentru viaţa cablului. Aşa, de exemplu, un puţ cu adîncimea de 1 957 m al cărui cablu rotund are diametrul de 51 mm, este înfăşurat în două straturi pe toba cilindroconică, cu diametrele 10,69/3,97 m şi lungimea de 3,55 m.

Tedinţa actuală, în extracţia de la mare adîncime, este de a se utiliza tobe cilindrice, ca fiind mai favorabile de cît celelalte din toate punctele de vedere, cu excepţia compensării.

Odată cu utilizarea tobelor de diametre foarte mari, s-a constatat că spaţiul liber, dintre două înfăşurări consecutive de cablu, trebuie luat mult mai mare de cît recomandările literaturii de specialitate de pînă atunci.

O nouă tendinţă se observă în calculul diametrului minim al dispozitivelor de înfăşurare, [16], care pare că poate duce la diametre reduse, deşi insuficient justificate din punct de vedere ştiinţific.

Bazaţi fiind, în parte, pe această tendinţă, iar pe de altă parte pe economiile ce decurg de aici, cît şi în dorinţa de a evita încovoierea cablului de extracţie în ambele sensuri, instalaţiile cu roată motoare multicablă şi maşina montată în turn, sînt lipsite astăzi de moleta de apropiere şi cu diametrul roţii motoare foarte redus, de la 0,94...3,2 m [41].

Un nou dispozitiv de înfăşurare de dată mai recentă şi de interes, este toba secţionată, care deşi unică, permite extracţia concomitentă de la mai multe orizonturi.

Pentru schimbarea orizonturilor de extracţie, s-au creat mai multe tipuri noi de dispozitive, dintre care cele cu fricţiune par a fi cele mai agreate, atît pentru rapiditatea cu care se poate face schimbarea, cît şi pentru precizia schimbării.

In ceea ce priveşte uzinarea dispozitivelor de înfăşurare, tendinţa modernă este de a se renunţa la construcţiile turnate sau nituite şi a le executa, pe cît posibil, prin sudură

Frînele instalaţiilor de extracţie au fost, şi încă mai constituie şi azi, obiectivul principal al constructorilor de instalaţii de extracţie.

Instalaţiile mari şi moderne de frînare, sînt prevăzute neapărat cu cele două frîne: de manevră şi de siguranţă şi, deosebit, aceasta din urmă are două trepte, iar cea de manevră este dotată cu regulator de presiune. Deoarece, în cazul frînării de siguranţă intervin ambele frîne, sistemul capătă o mare viteză de acţionare [1 ; 9] putînd interveni in cca 0,5 secunde de la darea comenzii.

Totuşi, la viteze de extracţie prea mari, de 20...30 m/s, întîrzierea intervenţiei frînei cu cîteva zecimi de secundă poate fi fatală instalaţiei şi construcţiile mai recente au suferit modificări esenţiale.

La unele tipuri [27], s-a renunţat la contragreutate, dar s-au mai menţinut totuşi două pîrghii în compensare şi în loc de saboţi de lemn, se utilizează căptuşală de fricţiune din metal, iar la altele [39], s-a renunţat complet, atît la contragreutate, cît şi la pîrghii, acţionarea permanentă a frînei fiind realizată prin arcuri.

Pe lîngă alte avantaje, durata de acţionare a acestor noi tipuri, este de cca. 0,2...0,3 secunde, dînd variaţii minime în intensitatea frînării.

Modul de acţionare a frînelor, cu servomotor aparte pentru fiecare pereche de bacuri, permite ca dimensionarea frînelor să poată fi făcută mai precis şi să se renunţe la frîna de stopare.

Alte perfecţionări se referă la modul de aplicare a bacurilor pe roţile de frînare, cu scopul de a se evita sarcini suplimentare de încovoiere asupra axei tobelor, evitîndu-se astfel uzura rapidă a instalaţiei şi acţionarea pulsatorie a frînei.

Tot în domeniul perfecţionării frînelor, s-a creat frîna electrodinamică, ale cărei avantaje faţă de cea mecanică, o fac indispensabilă în instalaţiile de extracţie moderne. Dar ea poate fi utilizată numai în paralel cu cea mecanică.

VI. Telesemnalizarea, telecomanda şi automatizarea

Odată cu introducerea mecanizării simple şi complexe în minerit, numărul personalului ocupat cu conducerea şi deservirea maşinilor şi a instalaţiilor miniere a crescut şi creşte mereu, majorînd cota parte a manoperei din preţul de cost, şi aşa destul de ridicat. [13]

Pentru a preveni acest fenomen, cît şi pentru a mări productivitatea muncii, se încearcă eliberarea acestui personal, dacă se poate în totalitatea sa, prin automatizare, telesemnalizare şi telecomandă. Problema este foarte importantă şi prin faptul că acest personal poate fi utilizat pentru alte munci mai calificate.

In tehnica minieră din străinătate, instalaţiile telecomandate şi automatizate funcţionează curent şi în condiţii ireproşabile, mai cu seamă dacă sînt prevăzute cu sisteme de telesemnalizare şi relee de oprire în caz de funcţionare anormală.

Cu toate că instalaţiile de extracţie reprezintă un agregat complex şi greoi, şi deşi sînt acţionate de maşini de forţă, ce de multe ori ating mii de cai putere, ele au fost perfecţionate şi din punct de vedere al automatizării.

Azi funcţionează în extracţie zeci şi sute de instalaţii automatizate, la care maşinistul are doar rolul de observator, dar bineînţeles, putînd prelua comanda manuală în orice moment, dorit sau de iregularitate în funcţionarea automatelor.

Dacă în trecutul mai îndepărtat se întîmpinau unele greutăţi în automatizarea instalaţiilor acţionate cu motoare asincrone, azi automatizarea funcţionării lor a devenit tot atît de uşoară ca şi a celor acţionate cu motoare de curent continuu.

Prin trecerea la funcţionarea automatizată, extracţia a devenit mult mai sigură, mai precisă şi mai economică.

Evident că la această situaţie au contribuit în mare măsură atît aparatele şi sistemele de telesemnalizare şi blocare [12] [15] [32] cît şi cele de conducere şi control automat.

VII. Importanţa tehnicii noi pentru extracţia minieră din ţară

In stadiul actual al industriei noastre miniere, în care extracţia are de rezolvat probleme multe şi variate, tehnica nouă în domeniul mecanicii miniere îşi poate găsi aplicare multilaterală.

Este adevărat că debitele mici de extras de pînă acum, au putut fi realizate şi cu instalaţii de extracţie mici. Aşa se explică dece toate instalaţiile de acest gen din ţară, sînt numai de tipul cu colivii a 1 sau 2 vagonete, excepţie făcînd instalaţia de extracţie de la puţul Centrul Petrila, cu colivii a 8 vagonete pe patru poduri.

Dată fiind şi adîncimea puţurilor, în general mică, sistemele de extracţie de la noi din ţară sînt de tipul cu tobă cilindrică, simplă sau dublă şi necompensate, cu excepţia a cîtorva instalaţiuni cu roată motoare şi bobine.

Acţionarea instalaţiilor de extracţie este electrică în majoritatea cazurilor, deşi se mai găsesc încă numeroase instalaţii acţionate cu maşini cu aburi şi a căror înlocuire trebuie pusă în perspectivă din motive tehnico-economice.

Pentru viitorul apropiat al mineritului de la noi din ţară extracţia are mai multe căi de dezvoltare, în funcţie de rezervele zăcămintelor şi intensitatea de exploatare.

La minele noi, sau vechi, de mare debit, indiferent de natura utilului, extracţia cu schipuri rămîne sistemul de bază ce trebuie utilizat.

Tot extracţia cu schipuri îşi mai poate găsi aplicare largă şi la minele vechi, unde se impun debite de extras majorate, dat fiindcă trecerea de la extracţia cu colivii la cea cu schipuri se poate face fără prea multe amenajări şi, în ipoteza menţinerii maşinii vechi, producţia poate fi dublată şi chiar triplată uneori.

Este evident că, şi la noi, ca în alte ţări, există mine vechi sau noi, la care extracţia cu colivie poate rămîne şi pe viitor ca sistemul cel mai indicat.

Totul depinde de planul de viitor, de condiţiunile locale şi de concluziile calculului comparativ al diferitelor variante posibile.

In urma conectării între ele a centralelor noastre electrice, electrificarea integrală a extracţiei din mineritul nostru a devenit foarte uşoară, ea putînd fi rezolvată ieftin pe calea acţionării asincrone şi va putea duce la economii însemnate de combustibil, ce se consumă risipitor în actualele instalaţii de cazane.

Utilizarea construcţiilor de vase de extracţie uşoare este de actualitate şi pentru minele noastre mai adînci, ea putînd aduce o creştere însemnată a debitului de extras sau, la paritatea acestuia, o economie la cablurile de extracţie.

Tot de actualitate, pentru puţurile noastre adînci, sînt şi dispozitivele noi de înfăşurare, care, prin compensarea greutăţii proprii a cablului de extracţie, ar conduce la puteri mai reduse a maşinii de forţă şi la funcţionare mai economică.

Pentru viitor, este de prevăzut o perspectivă largă de utilizare a instalaţiilor de extracţie cu roată motoare, deoarece, adîncimile de extras de la noi din ţară sînt potrivite acestui sistem, iar siguranţa lor în privinţa alunecării, nu mai constituie o problemă. Aici este cazul să adăugăm că la noi în ţară se va putea pune şi problema utilizării instalaţiei cu roată motoare multicablu, dar deocamdată numai excepţional, fiindcă şi debitele şi adîncimile de la noi au valori încă reduse.

In domeniul telesemnalizării, al telecomenzii şi al automatizării, instalaţiile de extracţie din industria noastră minieră sînt rămase în urmă.

Totuşi o parte dintre instalaţiile noastre de extracţie sînt prevăzute cu comandă semiautomată, dar cum ele n-au fost ţinute sub observaţie şi studiate sistematic comparativ cu celelalte, lipsite de această comandă, nu se cunosc nici concluziile ce s-ar putea desprinde din propria noastră experienţă.

Este evident însă, că chiar numai semiautomatizarea instalaţiilor de extracţie de la noi, prezintă un interes deosebit, fiindcă instalaţia nu mai este lăsată la discreţia maşinistului în faza de funcţionare nestabilă a demarajului. Automatizarea completă a extracţiei ar pune maşina la adăpost şi în cealaltă fază nestabilă, de încetinire, şi astfel s-ar crea acea precizie în funcţionare ce contribue, aît la evitarea accidentelor cît şi la protejarea întregii instalaţii în ansamblu.

Aici ar mai trebui subliniat faptul că la noi, cea mai gingaşă parte a instalaţiilor de extracţie — cablul, nu este supus studiului ştiinţific. Normele noastre de securitate în această privinţă nu sînt destul de precise, iar o colaborare între organele NTS, care ar trebui să ţină o evidenţă amănunţită asupra comportării cablurilor din minerit, şi producător-consumator de cabluri, nu există încă.

Lipsa de material documentar asupra comportării cablurilor în producţie, face imposibilă orice nouă directivă tehnico-economică.

Altă latură, tot atît de şubredă, a instalaţiilor noastre, o constituie paracăzătoarele.

B. INSTALAŢII MINIERE DE EVACUAREA APELOR

Ca orice instalaţie mecanică, instalaţiile de pompe pentru evacuarea apelor din mine, în dezvoltarea lor, au presupus realizarea următoarelor caracteristici: siguranţă deplină în funcţionare, rezistenţa la uzură, randament superior, dimensiuni cît mai reduse, posibilitatea uşoară de adaptare la funcţionare automată. Aceste condiţii principale trebuie îndeplinite în totalitatea lor şi într-un cît mai înalt grad de instalaţiile principale de evacuare, astfel îndeplinirea numai parţială a uneia sau alteia din acestea, va duce neîndoios la instalaţii mai puţin perfecte sau chiar nesatisfăcătoare.

Astfel, multe instalaţii sînt scoase din funcţionare din cauza defecţiunilor de descărcare a eforturilor axiale, altele din cauza acţiunii mecanice a impurităţilor sau a coroziunii datorită acidităţii apelor asupra materialului din care acestea sînt confecţionate, şi tot aşa multe instalaţii nu pot fi considerate satisfăcătoare datorită randamentului lor scăzut, ceea ce duce la consum ridicat de energie electrică, sau a dimensiunilor lor prea mari, ce le face greu de transportat, mutat, etc.

Problema automatizării instalaţiilor este astăzi de asemenea de prim ordin şi ea trebuie să preocupe serios pe tehnicienii noştri. De la început trebuie amintit că în industria minieră de pretutindeni, ca instalaţii principale de evacuarea apelor se folosesc aproape exclusiv pompe centrifuge, ale căror caracteristice constructive şi de exploatare le situează deasupra celor cu piston. In acest sens, construcţiile moderne s-au axat pe continua îmbunătățire a pompelor centrifuge privind majoritatea condițiilor de mai sus.

Astfel, utilizîndu-se materiale cu calități tehnologice superioare, pentru obținerea de viteze periferice cît se poate de mari, prin funcționare la turații înalte (de minim 2940 rot/min), s-a ajuns la realizări compacte de dimensiuni mult reduse și deci greutăți mai mici, în comparație cu cele ale instalațiilor funcționînd la turații joase, (1450 rot/min).

Actualul tip de pompă (sovietic) suspendată ППН —30×400 $Q=30$ m^3/h și $H=400$ m, funcționînd la $n=2940$ rot/min, are greutatea cu aproximativ 40% mai mică decît tipul mai vechi ППН 30×400, funcționînd la $n=1450$ rot/min, de asemenea tipul ВП—1 avînd $Q=30$ m^3/h și $H=400$ m, funcționează la turația $n=2960$ rot/min, și are numai 6 trepte, (tipul ППН —30×400 la $n=1460$ rot/min, are 25 trepte), cu presiunea H_1 a treptei de aproximativ 70 m și mai ușoară ca aceasta de cca 1,8 ori.

Pe dealtă parte trebuie de subliniat faptul că, turațiile înalte de funcționare (de la 2950 rot/min în sus) apar necesare și dacă ținem cont de faptul că pentru presiuni înalte și deci mine adînci, turația specifică a rotorului de minim 90 rot/min, pentru a sconta pe randamente bune, nu poate fi obținută decît în aceste condiții.

De asemenea trebuie de reținut faptul că astăzi sînt realizate construcții ce funcționează frecvent la turații de 3600 rot/min, ceea ce implică evident, așa după cum s-a subliniat, calități excelente pentru materialul utilizat.

In vederea măririi randamentului pompelor centrifuge, tehnica a mers pe calea îmbunătățirii unor anumite tipuri sau mai radical pe calea obținerii de tipuri noi: In acest mod multe tipuri de pompe centrifuge, cu mai multe trepte și corp segmentat — Consomoleț, АЯП etc, au fost îmbunătățite prin mărirea turației specifice a rotorului realizată prin micșorarea presiunii acestuia.

Aceste tipuri au diametrul rotorului mai mic, lățimea acestuia, evident mai mare pentru menținerea aceluiași debit, și un număr mai mare de rotori. Așa s-a ajuns la construcția pompei АЯП —5—150 și АЯП 5—300 pornind de la tipurile АЯП 3—150 și АЯП 3—300.

Imbunătățiri substanțiale, în special pentru pompe de mare adîncime și deci cu un număr mare de trepte, apar însă de neconceput întrucît mărimea numărului de rotori, duce în acest caz la o construcție mai complicată, mai grea și dificilă în exploatare.

Valoarea maximă a randamentului celor mai bune tipuri de pompe centrifuge cu corp segmentat, sovietice și americane (4 Ц-5; 4 Ц-4; UTV) se ridică la 0,75, valoare ce a fost cu mult întrecută însă de alte construcții moderne cum este de pildă pompa centrifugă cu mai multe trepte și canale spirale. Astfel, tipurile 10 НМК×2, 8 НМК×4, sovietice ale uzinei Kalinin sau construcțiile americane Bingam, Bayron-Jackson, funcționînd la turații înalte (2975 rot/min, respectiv 3600 rot/min), au randamente cuprinse între 0,82 și 0,85. Aceste tipuri de pompe au înlocuit sau sînt pe cale de a înlocui complet, în țările susmenționate, pompele centrifuge cu corpul segmentat, datorită pe deoparte randamentului lor foarte bun și în ansamblu datorită faptului că sînt construcții mult mai raționale ca celelalte.

Echilibrarea automată a eforturilor axiale printr-o dispoziție particulară a rotorilor ce duce la durată mare de utilizare, siguranță deplină în funcționarea la turații mari, greu de obținut la pompele cu corp segmentat din lipsa preciziei centrajului, construcție cu mult mai comodă la montare și demontare, cu caracteristici de exploatare superioare (curba de presiune și randament monotone), cu rezistență mare la uzura apelor impure de mină (spațiile din interiorul pompei în care se produce frecarea dintre rotor și lichidul în mișcare mai mari ca la pompele cu corp segmentat), sînt calități tehnice și de exploatare ce le situează net superioare pompelor cu corp segmentat.

Superioritatea acestora le impune, așadar, cu precădere în folosirea pe scară cît mai întinsă în minerit.

După o statistică sovietică, înlocuirea pompelor cu corp segmentat, cu cele cu canale spirale, în întreaga industrie necesară a U.R.S.S. ar duce la o economie de aproximativ 100 milioane ruble pe an.

In domeniul pompelor utilizate la evacuarea secundară a apelor, sau în prepararea mecanică a minereurilor, construcțiile moderne aveau de realizat în special problema rezistenței la uzură și evident problema elastică a dimensiunilor și deci a greutății agregatului. Sînt de remarcat astfel construcțiile de pompe pentru șlamuri, sovietice și engleze, cu rotorul din cauciuc (rotor șurub sau centrifug tipic), pompe cu jet de apă cu camera de amestec și difuzorul protejat cu material plastic, ce au dat rezultate mult mai bune ca cele din aliaje dure privind uzura, pompa cu piston „Megator“ (engleză), utilizată mult în minele engleze, din material plastic și cauciuc sintetic, foarte ușoară, acționată electric la turații mari (720 rot/min sau 1450 rot/min), construcție cu principii mecanice originale.

In ceea ce privește exploatarea instalațiilor principale de evacuarea apelor, este interesant de amintit concluziile trase de specialiștii sovietici, privind funcționarea instalațiilor de mare putere, cu vana în permanență deschisă, fapt ce ușurează mult schema de automatizare.

C. INSTALAȚII MINIERE DE AERAJ

In domeniul construcțiilor de ventilatoare pentru aerajul principal al minelor, o serie de factori principali, ce condiționează obținerea tipurilor cele mai economice ca: posibilitatea unei largi reglări a regimului de lucru (variație de debit și presiune), obținerea unui randament mediu al instalației, cît mai ridicat, deci consum de energie minim, posibilitatea obținerii construcțiilor cît mai reduse ca dimensiuni și preț redus al construcțiilor în serie, au canalizat orientarea către ventilatoarele axiale, fără să se excludă însă ventilatoarele centrifuge.

Cu toată superioritatea netă, din punctul de vedere al factorilor sus amintiți, ventilatoarele axiale, nu au putut totuși exclude ventilatoarele centrifuge din zona de construcție a acestora, cea a turațiilor specifice reduse, cu debite $Q < 100$ m^3/s și presiuni mari $H = 450 - 550$ mm coloană apă, întrucît în aceste condiții, ventilatoarele axiale ar avea un număr prea mare de trepte, 3—4, deci o construcție destul de dificilă.

Totuși, astăzi acest fapt a fost infirmat, noua construcție de ventilatoare axiale cu 4 trepte și aparate de dirijare, cu palete elicoidale, acționate de motor asincron și de mare randament 0,84 este un exemplu în acest sens.

Realizări de prim ordin în domeniul construcției de ventilatoare axiale sînt de asemenea: ventilatorul TAGI—K—0,6 sovietic, cu un excelent domeniu de lucru al caracteristicii de presiune, ventilatoarele engleze „Aeroto“ și „ Torpedo“, ventilatorul american „Eskivein“.

Este de subliniat faptul că aceste construcții, în afară că au randamente excelente, cuprinse între 0,8—0,85 sînt și raționale din punct de vedere al dimensiunilor. Astfel, tipul K—0,6 are diametrul rotorului de 3,6 m pentru debitul de 400 m^3/s, în timp ce pentru același debit ventilatoarele centrifuge, corect proiectate, ar trebui să aibă diametrul D_2 al rotorului de aproape 8 m. (Cu aspirație unilaterală).

Acest ansamblu de caracteristici tehnice și de exploatare a făcut ca actualmente să existe tendința ca ventilatoarele centrifuge să fie înlocuite cu cele axiale.

In bazinul Ruhr, de pildă, unde ventilatoarele principale instalate au o putere de aproximativ 100.000 kW prin înlocuirea ventilatoarelor centrifuge cu axiale s-ar realiza o economie de aproximativ 300 milioane franci francezi/an. De asemenea aceeaşi idee, preconizată în U.R.S.S., ar duce prin înlocuirea ventilatoarelor centrifuge vechi, de tip Sirocco sau alte tipuri, cu ventilatoare axiale K—0,6 la o economie de aproximativ 40 milioane ruble pe an.

Este de la sine înţeles că, acolo unde este posibil, însăşi înlocuirea ventilatoarelor vechi centrifuge, cu altele de construcţie mai perfecţionată, cu randament mai bun, ar fi indicată.

Perfecţionarea ventilatoarelor centrifuge se oglindeşte astăzi prin următoarele realizări mai importante: ventilatoare de tip Sirocco cu randament static de 0,78 cu palete curbate înapoi, ventilatoare *BIJ* —4 cu randament static de 0,72. Primele nu par a fi întru totul indicate în aerajul principal deoarece ar avea dimensiuni mai mari ca tipurile frecvent utilizate, cu palete radiale sau întoarse înainte.

In ansamblu, problema tehnicii moderne în aceste domenii la noi în ţară, trebuie privită cu multă seriozitate şi competenţă. Pe deoparte, industria noastră constructoare de maşini se găseşte într-o fază de început şi atunci este absolut necesar ca eforturile tehnicienilor noştri să se îndrepte spre o raţională exploatare a instalaţiilor existente pe baza cunoaşterii precise a caracteristicilor de exploatare a acestora, a condiţiilor particulare, etc, urmărindu-se astfel obţinerea de indici tehnico-economici superiori, iar pe de altă parte, în domeniul constructiv trebuie să atacăm cu toată hotărîrea construcţia celor mai perfecte instalaţii.

In acest fel tehnica nouă va trebui să ne convingă a renunţa treptat şi în măsura posibilului la construcţiile de pompe cu corp segmentat (V. Roaită, URUMP) şi înlocuirea acestora cu pompe centrifuge cu canale spirale. Deasemenea o problemă foarte serioasă pentru noi şi căreia trebuie să i se acorde toată atenţia este cea a construcţiilor de pompe antiacide de mină ştiut fiind că în unele regiuni, minele de la Baia Mare de exemplu, este de actualitate.

Introducerea comenzii automate şi de la distanţă (pornirea, oprirea, protecţia, etc) pe scară cît mai largă a instalaţiilor principale de evacuare şi aeraj, fapt ce va duce la o mai mare siguranţă în funcţionare şi rentabilitate din punct de vedere economic, este de asemenea o problemă de prim ordin ce îşi aşteaptă soluţionarea.

In privinţa instalaţiilor de ventilatoare atît pentru aerajul principal în special cît şi pentru cel secundar, ne aflăm pe o platformă nesatisfăcătoare. Ventilatoarele centrifuge existente, ca instalaţii principale cît şi la aerajul local, sînt în majoritatea lor necorespunzătoare sub aspect tehnic şi economic (dimensiuni nesatisfăcătoare, randamente scăzute, unele chiar $\simeq 0,5$ cu caracteristici de exploatare de asemenea parţial satisfăcătoare. Inlocuirea ventilatoarelor centrifuge existente, treptat, în special la instalaţiile principale apare cu totul necesară ·Este suficient să arătăm că obţinerea unui cîştig de randament de 10% pentru o putere totală de numai 3 000 kW ar duce la o economie de energie electrică de cel puţin 2 000 000 kWh/an. Trebuie de subliniat faptul că aceste cifre pot fi chiar cu mult întrecute.

Nu mai vorbim de cealaltă soluţie ce ar fi evident din majoritatea punctelor de vedere mai avantajoasă, cea a utilizării ventilatoarelor axiale ca ventilatoare principale de aeraj.

Proiectarea construcţiilor de ventilatoare axiale, destul de pretenţioasă, trebuie să ne preocupe în mod serios dacă dorim ca tehnica nouă în această ramură, a aerajului principal, să prindă realmente viaţă şi în industria noastră minieră.

Este de dorit deasemenea un control riguros şi permanent al instalaţiilor de aeraj privind debitul, presiunea, pierderile de debit pe traseu (la aerajul prin tuburi) etc. lucru ce la noi se face sporadic şi foarte sumar. Acest lucru este recunoscut ca fiind de maximă importanţă (U.R.S.S., Franţa, Anglia, etc).

Acestea sînt în linii mari cîteva din aspectele principale ale tehnicii în acest domeniu. Sarcina de prim ordin pentru noi rămîne cea a realizării construcţiilor moderne şi exploatarea în cele mai bune condiţii a acestora·

D. INSTALAŢII PNEUMATICE MINIERE

1. Realizări noi

Pe plan mondial au fost întreprinse numeroase studii şi cercetări în legătură cu: exploatarea instalaţiilor pneumatice miniere, construcţia de utilaj nou, perfecţionarea utilajului existent, materiale noi pentru instalaţiile pneumatice, rentabilitatea instalaţiilor şi a energiei pneumatice.

Rezultatele obţinute în urma acestei activităţi, ca şi realizările ce i-au urmat, dovedesc că energia pneumatică — departe de a-şi fi pierdut din importanţă — a înregistrat pe plan mondial o creştere la indicele de consum, nu numai în industria extractivă, dar şi în alte ramuri ale industriei. Deşi cu un preţ de revenire mai mare decît alte forme de energie, energia pneumatică s-a dovedit de neînlocuit în anumite operaţii şi în anumite condiţii de lucru.

In industria extractivă cel mai important consum de aer comprimat se înregistrează în sectoarele de abataj şi transport, iar în aceasta din urmă, un mare consum de aer comprimat se înregistrează la rambleiajul pneumatic. In paranteză trebuie spus că, această metodă de rambleiaj, este larg utilizată pe plan mondial, pentru considerente asupra cărora nu e cazul să ne oprim.

Această situaţie ca şi studiile de care am vorbit mai sus au dus la concepţii noi în legătură cu instalaţiile pneumatice miniere.

Astfel, în concluziile unuia din congresele electricienilor de mină, ţinut anul acesta, se arată că este necesară centralizarea staţiilor de compresoare chiar pentru mai multe exploatări învecinate, întru-cît această măsură duce la o micşorare a pierderilor de energie.

O altă concepţie nouă ar fi aceea de a se utiliza supra-compresoare în subteran, măsură prin care se urmăreşte atît micşorarea pierderilor cît şi îmbunătăţirea condiţiilor de utilizare a aerului la locul de muncă.

Tot în legătură cu micşorarea pierderilor de energie este şi concepţia nouă de a se îmbina conductele prin sudură, cel puţin pe porţiunile importante din reţeaua de conducte.

Tehnica nouă preconizează de asemenea unele măsuri importante, cum ar fi: limitarea temperaturii la refulare pînă la 140^0C, şi controlul stării consumatorilor în ceea ce priveşte consumul lor specific.

In ceea ce priveşte construcţia de utilaj nou pentru instalaţiile pneumatice miniere, semnalăm:

Realizarea de compresoare cu piston, în două trepte, verticale sau orizontale, cu indicele greutăţii variind între 145 şi 117 kg/m^3 aer aspirat, indicile apei de răcire 2,65 la 2,38 litri apă de 15^0C pe m^3 de aer aspirat, iar puterea specifică de 7,15 la 6,55 CP absorbiţi pe m^3 aer aspirat, presiunea de refulare la care se referă aceşti indici fiind 8 at.

Realizarea de compresoare cu piston complet echilibrat·

Realizarea de staţii mobile de compresoare cu debit de cca 100 m^3/min, montate pe vagoane de cale ferată.

Construirea de turbocompresoare cu mare turație și mare randament.

Principalele progrese înregistrate la construcții turbocompresoarelor sînt :

1. Realizarea de rotori cu viteze periferice mergînd pînă la 350 m/s (ceea ce înseamnă turații pînă la 10.000 rot/min și chiar mai mult).
2. Extinderea zonei de utilizare a turbocompresoarelor mult în zona debitelor mijlocii, realizîndu-se agregate cu debite ce pornesc în scară de la 150 m^3/min.
3. Micșorarea substanțială a greutății instalației în ansamblu.
4. Imbunătățirea randamentelor agregatelor, ajungîndu-se la randamente superioare compresoarelor cu piston.

Printre construcțiile reprezentative de acest gen, cităm pe cele realizate de uzina din Leningrad (turbocompresorul OK — 500 — 92 de 530 m^3/min), firma Brown—Bovery, firma Demag.

Aceasta din urmă a realizat un turbocompresor de 200 m^3/min, acționat electric, avînd numai 4 rotori cu turațiile de 10 500 rot/min, pe primele două trepte și 14 000 rot/min pe ultimele două. Presiunea de refulare 6—7 atmosfere manometrice.

Printre celelalte realizări ale tehnicii noi sînt :

— conducte metalice flexibile, dispozitive automate pentru evacuarea condensatului, aparatura de măsură și control modernă.

2. Stadiul actual în țara noastră

Se poate afirma că specialiștii noștri în acest domeniu, au insistat prea puțin asupra problemelor legate de instalațiile pneumatice miniere.

Cu toate că s-au semnalat unele probleme și fenomene noi importante ivite în actualul stadiu de dezvoltare al instalațiilor pneumatice miniere, considerăm că cele cîteva studii și articole apărute sau în curs de apariție în publicațiile noastre de specialitate, sînt sub posibilitățile specialiștilor noștri. Ținem să semnalăm unele propuneri valoroase, care ar constitui totuși numai un început, făcut de prof. ing. V. Bumbu, ing. A. Bacu, ing. R. Vlădoianu cu privire la exploatarea rațională a instalațiilor pneumatice miniere, propuneri care trebuie privite și susținute de ASIT cu toată seriozitatea întrucît ele deschid calea către importante economii.

Este binecunoscută tuturor extensiunea pe care a căpătat-o industria noastră în general, deci și industria extractivă, în anii regimului de democrație populară. Este cunoscut de asemeni și accentul care s-a pus pe mecanizarea proceselor de lucru în general, atît pentru mărirea producției și productivității cît și pentru ușurarea condițiilor de muncă ale muncitorilor.

Aceasta a dus, în general, în minerit, la amplificarea instalațiilor miniere, majoritatea exploatărilor mărindu-și substanțial consumurile de energie pneumatică pentru nevoile producției.

Intru-cît energia pneumatică rămîne o formă scumpă de energie, s-a mers în general pe linia înlocuirii ei treptate prin energia electrică acolo unde înlocuirea a fost posibilă și unde condițiile au permis. In rezumat se poate spune că s-a înregistrat o creștere a consumului de energie pneumatică în exploatările miniere, dar ea a izvorît din necesitate și nu a scăpat controlului sever al specialiștilor noștri.

Satisfacerea cerințelor mereu crescînde de aer comprimat a obligat întreprinderile miniere să mărească capacitatea stațiilor de compresoare existente și chiar să construiască stații noi.

Tehnica nouă s-a reflectat cu ocazia acestei acțiuni în tendința de a utiliza stațiile, aproape în exclusivitate cu compresoare cu piston moderne, bietajate, cuplate direct cu motoare sincrone sau asincrone. Semnalăm însă că deși unele exploatări au atins limita de rentabilitate a utilizării turbocompresoarelor nu s-a trecut la studiul posibilităților de utilizare a acestor tipuri de agregate.

In legătură cu problema măririi debitelor stațiilor de compresoare, considerăm util să arătăm că unele exploatări au recurs la artificii care sînt cu totul contraindicate, întru-cît pot aduce grave prejudicii instalațiilor. Așa, spre exemplu, la unele compresoare se face o insuficientă răcire a aerului înaintea ultimei trepte a compresorului.

Un bilanț termic simplu, arată că se produce o creștere a energiei conținute în aerul refulat de compresor. Un studiu atent demonstrează însă, că această creștere a energiei este neînsemnată față de gravele accidente la care se poate expune agregatul (explozii în cilindru, gripare, etc.). Astfel de artificii nu pot fi considerate ca făcînd parte din ceea ce se poate numi, „tehnica nouă" și ele trebuie combătute cu toată seriozitatea.

Semnalăm ca fiind deficitară problema rețelelor de conducte pentru aerul comprimat, în rezolvarea căreia s-au aplicat de cele mai multe ori metode empirice sau care în unele cazuri a fost neglijată total sau parțial, cauzîndu-se astfel importante prejudicii de ordin tehnico-economic.

In linii mari se poate afirma că starea actuală, a rețelelor de aer comprimat din întreprinderile noastre miniere, nu satisface exigenței tehnicii noi în acest domeniu. Măsurători sporadice efectuate asupra unor rețele au pus în evidență pierderi de debite care depășeau 30% din debitul total.

In privința consumatorilor semnalăm de asemenea că nu se execută în general nici un control al consumului de aer după reparațiile ce li se efectuiază, ceea ce duce uneori la creșteri ale consumului (după reparații) de cca. 1,5 ori mai mari de cît cel nominal.

In domeniul construcției de utilaj nou în țara noastră considerăm demn de menționat realizarea compresorului tip Reșița care poate rivaliza cu oricare din construcțiile străine, de același gen.

3. Posibilități de aplicare la noi în țară și rezultatele scontate

O recomandare precisă în această chestiune nu se poate da cu ușurință, întru cît această problemă este strîns legată de cunoașterea planurilor de dezvoltare și a situației actuale exacte, cifrice, a tuturor întreprinderilor miniere de la noi.

In principiu se poate admite că tot ceeace tehnica a realizat recent în domeniul instalațiilor pneumatice miniere este posibil de aplicat — în limite mai mult sau mai puțin largi — în exploatările noastre miniere. Aplicarea tehnicii noi înseamnă îmbunătățirea condițiilor de lucru și constituie în același timp o importantă sursă de economii, întrucît este de la sine înțeles că majoritatea perfecționărilor au fost făcute în scopul măririi rentabilității instalațiilor.

Să luăm de exemplu concepția nouă în domeniul rețelelor de aer comprimat și măsurile luate de a se suda conductele pe tronsoanele principale și a se monta pe ramificații conducte cu lungime de bucată a 8—12 m. Aceste măsuri au condus, la minele din Silezia, la reduceri ale pierderilor de aer de la 48% la 28%.

Este evident că o reducere a pierderilor de numai 10% ar reprezenta o economie apreciabilă (cîteva milioane lei pe 10^9 m^3 de aer aspirat) și ar duce în același timp, la creșterea indicelui de furnizare de către stații a aerului comprimat și a indicelui productivității consumatorilor, prin creșterea presiunii. Acest lucru este posibil de realizat la aproape toate întreprinderile noastre miniere.

In concluzie vom spune că oricare din cuceririle tehnicii noi poate fi aplicată cu succes în instalaţiile noastre pneumatice cu condiţia ca cei chemaţi să le pună în practică, să fie documentaţi şi să o facă raţional.

E. CONCLUZII

Din expunerea, foarte sumară de mai sus, asupra tehnicii noi mondiale şi de la noi din ţară, privind domeniul mecanicii miniere, se desprind cîteva concluzii de directivă viitoare.

Progresele realizate de către tehnica nouă, sînt foarte importante şi ele pot fi aplicate cu acelaşi succes şi la noi în ţară.

Activitatea noastră tehnico-ştiinţifică, în acest domeniu este prea redusă şi necoordonată, deoarece nu s-a stabilit încă legătura organică de conlucrare între sectoarele: de studii-cercetare, de proiectare şi cel de exploatare.

Pentru introducerea tehnicii noi din domeniul mecanicii miniere de la noi, în unele sectoare se pot aplica cu succes inovaţiile gata procurate, iar în altele, sînt necesare studii prealabile înainte de a se trece la noi investiţii. Aceasta pentru a preveni unele insuccese de fond sau aparente.

In cît priveşte proiectarea şi uzinarea în ţară a inovaţiilor mondiale, ele pot fi realizate numai după studii amănunţite de fond ce trebuie făcute în colaborare de către institutele de proiectări şi colectivele de activişti ştiinţifici de pe lîngă institutele de învăţămînt superior.

Utilizarea tehnicii noi nu poate avea succes dacă nu se formează şi personalul tehnic potrivit care să fie capabil, nu numai să utilizeze tehnica nouă creată de alţii, ci să şi contribuie din plin la crearea ei.

In această privinţă lipsa sectorului de mecanică minieră de la Institutul de cercetări miniere, trebuie subliniată ca o lipsă de fond. Acest sector este cel mai vast ca domeniu de maşini şi instalaţii, şi necesită cele mai mari cheltuieli de investiţii şi de personal ştiinţific, dar ele trebuie făcute neapărat, dacă dorim să punem în aplicare tehnica nouă aducătoare de progres şi economii înzecite faţă de cheltuielile de cercetare.

In acest domeniu mineritul trebuie să se bucure şi de sprijinul cît mai larg al Academiei R.P.R., pe lîngă care, secţii ale altor domenii, activează din plin.

Activitatea ştiinţifică, privind mecanica minieră, de la noi din ţară, are unele realizări importante, dar mai este necesar ca colectivele de activişti ştiinţifici cum sînt: Colectivul Catedrei de maşini hidraulice de la Institutul Politehnic din Timişoara care a realizat cea mai bună pompă centrifugă. Colectivul de mecanică minieră de la Institutul de Mine din Bucureşti, care a realizat un ventilator centrifugal de mare randament şi altele, să fie susţinute şi întărite, atît cu personal cît şi cu bază materială.

Pentru utilizarea tehnicii noi în mineritul nostru, este necesară şi o schimbare revoluţionară în gîndirea tehnicienilor noştri de specialitate. Faptele mari trebuie să pornească de la concepţii mari.

Bibliografie

[1] *Elancik G. M.*: Instalaţii de extracţie miniere — Gostoptehizdat 1941.

[2] *Pak V. S.*: Mecanică Minieră, p.I, GNTGI, 1932

[3] *Karpasev M. S.*: Căi pentru perfecţionarea frinelor hidraulice ale instalaţiilor de extracţie, Ugol, nr. 1 — 1953, pag. 34

[4] *Mindeli E. D.*: Cu privire la utilizarea instalaţiilor de extracţie cu una şi două chible, pentru săpări şi adînciri de puţuri. Ugol nr. 1 — 1954, pag. 16

[5] *Lisin G. L.*: Situaţiile de bază ale proiectului tip de la suprafaţă, pentru minele cu debitul de la 600 pînă la 1500 mii de tone cărbune pe an. Ugol, nr. 2 — 1954 pag. 1

[6] *Livşiţ I. I.*: Despre problemele de bază ale dezvoltării automatizării în industria carboniferă. Ugol, nr. 3 — 1954, pag. 1

[7] *Skliarski F. N.*: Cu privire la problema automatizării instalaţiilor de extracţie cu schipuri, cu golirea pe la fund. Ugol, nr. 3 — 1954, pag. 3

[8] *Liubimov B. N.*: Despre bazele mecanicii paracăzătoarelor miniere funcţionînd prin frecare. Ugol, nr. 9 — 1951, pag. 16 şi nr. 7 — 1954, pag. 36

[9] *German A. P.* şi *Skliarski F. N.*: Instalaţii de extracţie miniere. Ugletehizdat, 1947

[10] *Skliarski F. N.*: Bazele fizico-mecanice ale instalaţiilor de extracţie miniere, acţionate electric. Ugletehizdat 1950

[11] *Kartaşev A. N.*: Mecanică Minieră, 1954

[12] *Kovalevski M. M.* şi *Avlasenko I. G.*: Telecomanda operaţiunilor auxiliare la instalaţiile de extracţie cu schipuri ale minelor Combinatului Stalinugol. Ugol, nr. 7 — 1954, pag. 40

[13] *Octrovski S. B.*: Despre utilizarea tehnicii noi în mine şi despre directivele viitoarei mecanizări în extracţia cărbunelui. Ugol, nr. 8, 1954, pag. 21

[14] *Kiselev N. N.* şi alţii: Cu privire la pasul de înfăşurare a cablului pe toba instalaţiei de extracţie. Ugol nr. 11, 1954, pag. 27.

[15] *Tarasov E. A.*: Extracţie automatizată neintreruptă prin puţ cu schipuri. Ugol, nr. 12, 1954, pag. 39.

[16] *Jitkov D. C.*: Metoda de determinare a diametrului minim al tobei şi moletelor pentru instalaţii de extracţie. Ugol, nr. 1, 1955, pag. 29.

[17] *Malevici N. A.*: Directivele de bază pentru creiarea troliilor de săpare şi adîncire de puţuri. Ugol, nr. 3, 1955, pag. 19.

[18] *Gruşa I.*: Metodă nouă de cercetare experimentală a rezistenţei puţului în extracţia minieră. Ugol, nr. 4, 1955, pag. 31.

[19] *Brovman I. V.*: Alegerea raţională a instalaţiei de extracţie pentru săpări şi adînciri de puţuri. Ugol, nr. 5, 1955, pag. 18.

[20] *Vinarski E. N.*: Despre turnurile de extracţie pentru săpare. Ugol, nr. 6, 1955, pag. 24.

[21] *Fedorov M. M.*: In problema teoriei reglării instalaţiei de extracţie minieră. Ugol, nr. 9, 1955, pag. 25.

[22] *Kotliarevski G. P.*: Cauzele ruperii axelor de la tobele instalaţiilor de extracţie. Ugol, nr. 7, 1955, pag. 38.

[23] *Mineu I.*: Dezvoltarea industriei carbonifere în R.P.R. Ugol, nr. 10, 1955, pag. 42.

[24] *Vasilevski M. N.*: In problema automatizării extracţiei cu motor asincron. Ugol, nr. 11, 1955, pag. 20.

[25] *Naidenko I. S.*: Perfecţionarea circuitului de protecţie al instalaţiilor de extracţie miniere. Ugol, nr. 1, 1956, pag. 29.

[26] *Roberts A. M.*: Rope-slip in a Koepe tower winder, Colliery Engineering, ian. 1950, pag. 8.

[27] *Black G. A.*: Modernising existing winding engines. Colliery Engineering, feb. 1955, pag. 55.

[28] *Powell D. W.* şi *Williams H.*: Some experiences in the dynamic braking of a. c. winders. Min. Elec. and Mech. Engineer, mai 1953, pag. 351, iunie 1953, pag. 391, noemb. 1953, pag. 191, dec. 1953, pag. 225.

[29] *Hughes H. M.*: Some aspects of the use of wire ropes with mine hoists. Elec. and Mech. Eng., iulie 1953, pag. 23.

[30] *Evans O. T.* şi *Harvek P. H.*: Automatic mine winding practice. Elec. and Mech. Eng., oct. 1953, pag. 119.

[31] *Evans O. T.* şi *Abram L.*: Dynamic braking of a. c. mine winders and haulages Elec. and. Mech. Eng., dec. 1953, pag. 199.

[32] *Bellairs G. H.* şi *Gericke M. R.*: A telemetering instrument for the measurement of acceleration and deceleration of mine hoists. Transactions of the South African Inst. of Elec. Eng., iunie 1953, vol. 44, pag. 149.

[33] *Mc. Clelland A. E.*: Pit examination of wire rops. Elec. and Mech. Eng., noiembrie 1954, pag. 171.

[34] *Bernard I.*: Instalation de deblocage et d'extraction du siége de Merlebach. Revue d'Ind. Minerale, nr. sp. 1 E, feb. 1956.

[35] *Regneier P.*: Electrification des machines d'extraction de la mine de Saney. R. d'Ind. Min., mai 1955.

[36] *Picot M.*: Le skip du puits Mars. R. d'Ind. Min., feb. 1948, pag. 83.

[37] *Cavanagh P. E.* şi *Segsworth R. J.*: Non distructive inspection of mine hoist cable. A. S. M., vol. 38, 1947, pag. 517.

[38] *Macé M.A.M.*: Guidage des skips ou cages par roues. R. d'Ind. Min., dec. 1948, pag. 763.

[39] *Bell M. R. W.* şi *Ellis M. R.*: New brake for winding engines. The Goll Guardian, 8 apr. 1954.

[40] *Verwilst. I.*: Les installations d'extraction à multicable sur poulies et tambours à adhérence. An. des Min. de Belgique, noemb., 1954, pag. 758.

[41] *Little. E. S.* şi *Barrett. C. M.*: Observations on friction hoists. Can. Min. Journal, ian. 1954.

[42] *Nesterov P. P.*: Extracţia în minele adînci. Razrabotka ugolnîh mestorojdenii na bolşih glubinah, pag. 378.

[43] *Savin G. M.*: Coeficientul de siguranţă pentru cabluri. Idem, pag. 390.

[44] *Florinski F. V.*: Calculul cablurilor de extracţie pentru minele adînci. Idem, pag. 420.

[45] *Denisink N. I.*: Oscilaţia cablurilor. Idem, pag. 436.

[46] *Kiselev V. I.*: Instalaţii de extracţie pentru mari adîncimi. Ugletehizdat, 1955.

[47] *Dudley N.*: Disk braking of winding engines. Col. Engineering, 32, 1955, nr. 372, pag. 46.

[48] *Cutte G.*: Recent developments in winding technique. Iron Cool Trad. Rev., 170, 1955, nr. 4543, pag. 1023.

[49] *Grotowsky U.*: Haupt förderschachte im sudafrikanischen Goldbergbau. Eindrucke von einer Studienreise. Glückauf, Heft 33/34, 13 aug., 1955, pag. 921.

[50] *Landau F.* şi *Malmlov E. G.*: Anather viewpoint is presented on friction us drim hoisting. Eng. Min. J., 156, 1955, nr. 10, pag. 90, Glückauf, Heft 5/6, 4 febr. 1956, pag. 191.

[51] *Schmidt F.* şi *Förster E.*: Die Schachtfördermaschinen, I. Springer, Berlin, 1923.

[52] *Maximov A. E.*: Concluzii în discuţia asupra automatizării extracţiei. Gornîi jurnal, nr. 12, 1955.

[53] *Florinschi F. V.*: Dinamica cablului de extracţie. Ugletehizdat, 1955.

[54] *Colectiv*: Extracţie minieră. Metalurgizdat, 1953.

[55] *Kiselev V. I.*: Instalaţii de extracţie pentru mine adînci. Metalurgizdat, 1954.

[56] *Maksimov A. E.*: Hidroreductor pentru instalaţii de extracţie minieră, Ugletehizdat, 1951.

[57] *Veselov A. K.*: Turbomaşini miniere. Metalurgizdat, 1952.

[58] *Voronin V. N.*: Instalaţii de ventilatoare miniere. Ugletehzidat, 1953.

[59] *Jumahov I. M.*: Metode de îmbunătăţire a instalaţiilor miniere de evacuarea apelor şi de aeraj. Gornîi Jurnal, nr. 2, 1956, pa. 39.

[60] *Hohlovkin D. M.*: Evacuarea apelor la săpări şi adînciri de puţuri. Ugol, nr. 7, 1954, pag. 7.

[61] *Karpov A. M.*: Cu privire la aerajul construcţiilor miniere în fund de sac, de mare lungime în bazinul Doneţ. Ugol, nr. 2, 1954, pag. 24.

[62] *Macfarlane D.*: Some trends in the modern design of mine fans. Min. Elec. and Mech. Engng, feb. 1955, pag. 35.

[63] *Kuşenskii K. S.*: Folosirea turbocompresoarelor în industria minieră. Gornîi Jurnal, nr. 12, 1955.

[64] *Osterman W.* şi *Schrier R.*: Prufstande fur Druckluft-motoren auf Bergwerksanlage. Gluckauf, aug. 1955, nr. 35/36.

[65] *Zelesov O. A.*: Calculul, construcţia şi încercarea maşinilor miniere. Ugletehizdat, 1955.

[66] *Swen Dalhamer*: Chambres de stockage de l'air comprimé au fond. Iron and Cool Tr. Rev., martie, 1948.

[67] *Schmidt G.*: Compresoarele locale şi supracompresoarele în subteran. Bergbau Rundschau, noiembrie 1953.

[68] *Lefévre R.*: Compresseur d'air à piston. Note Tech. des Charb. de France, iunie 1952.

[69] *Eugen E.*: Bemerkungen zur durchluftmessungen mit Drosselgeraten bei Kleinen Reynoldshalen. Caos — u. Wasserfoch 96, 1955, nr. 11.

[70] *Bierhals A.* şi *Auschutz I.*: Luftdruck — Fermessungen im Bergmau. Gluckauf, 1955, nr. 21/22.

[71] *Schau. U. Urbenski*, Pneumatische Mess- und Regelgerate in einer Nachbehandlungsanlage. Siemens — Ztg. 29, 1955, nr. 5/6.

[72] *Krasnovski G. V.*: Pentru viitorul progres tehnic în industria carboniferă. Ugol, nr. 1, 1954.

[73] *Ostermann W.*: Berechnung von Druck luftmengen auf einheitlichen Vergleichzustand. Gluckauf, noemb. 1954. nr. 45/46.

[74] *Villendent L.*: L'electrification du fond. Rev. d'Ind. Min., mar. 1954.

[75] *Wehner Dr.*: In legătură cu securitatea compresoarelor din subteran. Ann. des Mines de Belgique, mar. 1955, pag. 226.

[76] * * *: Progrese recente în domeniul compresoarelor centrifuge. Compresed air Magazine, mai 1955, pag. 144..

[77] * * *: Les manometres modernes. Compr. air. Mag., aug. 1952, pag. 225.

[78] *Ilicev A. S.*: Instalaţii pneumatice miniere. Ed. Tehnică, 1951.

[79] *Elancik G. M.*: Sisteme compensate de extracţie minieră. Ugletehizdat, 1953.

[80] *Fischer W.*: Entwicklung der elektrischen Fördermaschinen hinsichtlich ihrer Fördelleistung. VDI., 18 apr. 1942, nr. 15/16.

Tehnica nouă în domeniul mecanizării tăierii şi încărcării în abataj

Ing. R. Vlădoianu

Construirea şi perfecţionarea rapidă a maşinilor complexe, destinate să mecanizeze tăierea şi încărcarea în abataj au condus la un progres substanţial în tehnica extracţiei cărbunelui. Folosirea acestor maşini a permis să se sporească producţia pe metrul de front şi zi şi a mărit viteza de înaintare a fronturilor de lucru, fapt care a permis să se reducă volumul lucrărilor de întreţinere. Obţinerea unei tăieri continui, cu evitarea vîrfurilor de producţie caracteristice tăierii prin explozivi, a permis o mai bună şi economică organizare a trasportului subteran. Folosirea mecanizării complexe a condus şi la o creştere apreciabilă a productivităţii muncii. Pentru exemplificare pot servi efectele pe care le-a avut introducerea combinei „Donbass" într-o serie de exploatări miniere din U.R.S.S.

Avantajele evidente ale mecanizării complexe au făcut ca, în ultimii ani, numeroşi tehnicieni, institute de studii şi proiectări, mari fabrici de maşini miniere, din toate ţările cu o industrie carboniferă dezvoltată, să consacre eforturi deosebite pentru crearea unor agregate destinate să mecanizeze tăierea şi încărcarea cărbunilor în abataje. In fiecare lună revistele de specialitate fac cunoscute noi proiecte destinate acestui scop. Aceste maşini sînt concepute după principii foarte variate, dintre care nici unul nu a reuşit pînă în prezent să demonstreze o superioritate evidentă faţă de celelalte. Dintre maşinile proiectate numai o mică parte se construiesc experimental şi încă mai puţine ajung să se fabrice în serie. In anul 1954 numărul tipurilor de combine şi pluguri fabricate în serie era:

U.R.S.S.	9
Anglia	9
S.U.A.	8
R. F. Germană	6
R. P. Polonă	2
Olanda	2
R. Cehoslovacă	1
R. P. Ungară	1

La această situaţie contribuie desigur faptul că introducerea în mină şi experimentarea noilor tipuri de maşini este legată în multe cazuri de necesitatea executării unor lucrări de pregătire corespunzătoare, însoţite de adaptări ale sistemului de exploatare.

Maşinile care mecanizează operaţia complexă a tăierii şi încărcării în abataj realizate pînă în prezent se grupează în 8 categorii principale, după felul organului tăietor şi anume:

— combine echipate cu un sistem de braţe de havaj, realizînd tăierea unui contur;
— combine echipate cu braţ de contur;
— combine echipate cu lanţuri sau discuri de havaj, sfărîmînd complet roca tăiată (havaj integral);
— combine cu organe tăietoare tip freză;
— combine lucrînd prin forare:
— agregate percutante;
— pluguri de cărbune;
— agregate tăietoare lucrînd simultan pe întreaga lungime a unui abataj frontal.

In cele ce urmează se expun caracteristicile principale, domeniul de întrebuinţare şi performanţele pe care le realizează cele mai caracteristice maşini din fiecare grupă.

1) *Combine cu sistem de braţe de havaj.* Combinele din această categorie sînt principial cele mai asemănătoare cu maşinile de havat, din care s-au obţinut prin modificarea braţului tăietor şi adăugarea unui organ încărcător. De regulă ele detaşează materialul în blocuri relativ mari, producînd puţin material mărunt şi necesitînd puteri relativ mici pentru acţionare. Se folosesc în abatajele frontale şi se deplasează prin fîşia exploatată anterior. In U.R.S.S., pe lîngă unele realizări mai vechi (combinele Abakumov, Makarov, Bahmuţki, etc) această categorie este reprezentată prin combinele din categoria UKMG realizate în anul 1952. Acestea sînt destinate mecanizării complexe în stratele subţiri. Organul lor de tăiere constă, în esenţă, în două braţe de havaj şi 1—4 discuri tăietoare. Unul din braţe taie lîngă vatră. El este curb şi prevăzut cu un lanţ pus în mişcare în acelaşi mod ca la maşinile de havat. La extremitatea opusă lanţul acţionează un arbore vertical, care face legătura cu al doilea braţ, situat lîngă acoperiş. Acest braţ este mai scurt decît primul, iar lanţul său se mişcă în sens contrar lanţului inferior, ceea ce conduce la o mai bună sfărîmare a cărbunelui. Mişcarea lanţului superior se obţine prin arborele amintit, pe care sînt montate şi discurile tăietoare, ce închid conturul tăiat. Numărul discurilor se alege în raport cu grosimea stratului: un disc la aproximativ 15 cm.

Combinele U.K.M.G. au căpătat o largă răspîndire în stratele subţiri (35—65 cm), fiind introduse pînă în prezent în peste 60 mine. Ele sînt echipate cu motoare şi mecanisme de propulsie ale maşinilor de havat sovietice de construcţie curentă şi anume: pentru strate de 35—55 cm, de la maşina GTK 35, iar pentru strate de 45—65 cm, de la maşina KMP-2. In raport cu puterea motorului de acţionare, lungimea braţului a fost aleasă de 1,65 m respectiv 1,9 m. Caracteristicile principale ale celor două tipuri de combine realizate sînt:

	Tip mic	Tip mare
Productivitate teoretică tone/oră	35	45
Putere kW	35	47
Forţă de tracţiune normală tone	6	7
Forţă de tracţiune maximală tone	10	8,7
Viteză de avans maximă m/min.	0,8	0,86
Lungimea maşinii m	3,3	3,5
Greutate kg	3300	4250

Incărcarea materialului tăiat se realizează prin acţiunea lanţului tăietor inferior şi printr-o lamă de tablă, plasată înclinat în urma organului tăietor. Acțiunea de încărcare este favorizată de brațul curb. Combina este concepută să lucreze lîngă un transportor de înălțime redusă, de asemenea special construit pentru stratele subțiri, cum este transportorul SKT$_2$—6.

Pentru fronturi de 70—170 m lungime, mașinile realizează 48—27 cicluri pe lună. Producția extrasă este de 3200—4100 t pe lună, iar productivitatea pe abataj de 1,9—3,5 t/post, cifră remarcabilă pentru strate atît de subțiri. Față de exploatarea cu mașini de havat, noua mașină a condus la sporuri de producție de 9—91% și de productivitate de 28—115%, reducîndu-se efectivul din abataj cu 12—14 oameni.

In anul 1955 s-a reușit să se construiască un motor electric de 70 kW, cu gabarit redus, ceea ce a permis reproiectarea mașinii. Noua mașină, denumită PMG 2, are numai 31 cm înălțime, viteză de avans maximă 0,92 m/minut și este echipată cu braț de 2 m. Ea a realizat un spor de productivitate de 25% față de combina UKMG. Experimentarea noului tip de combină dînd satisfacție deplină, s-a trecut la fabricarea ei în serie.

In Anglia, combinele cu sistem de brațe de havaj sînt reprezentate prin numeroase modele, ceea ce se explică prin faptul că acest sistem de combină este potrivit pentru cărbuni tari, caracteristici pentru zăcămintele engleze.

Cel mai răspîndit tip de combină din Anglia este combina Meco-Moore, proiectată încă în anul 1934. Ea posedă două brațe plane de havaj, așezate orizontal și un braț de havaj vertical, pentru închiderea conturului tăiat. Nivelul brațului superior se reglează în raport cu grosimea stratului, prin presiune hidraulică. Incărcarea materialului tăiat se face cu un transportor cu bandă. Banda este blindată cu plăci de oțel. Transportorul este precedat de doi arbori (ștăngi) prevăzuți cu cuțite, plasați paralel cu organele tăietoare. Acești arbori mărunțesc cărbunele de lîngă vatră și-l încarcă în transportor.

Mașina are 5 m lungime și cîntărește 10 tone. Ea are două motoare de cîte 45 kW, este echipată cu brațe de 1,65 m lungime și are o viteză de avans maximă de 0,7 m/min. In cărbuni foarte tari este necesar să se reducă lungimea brațului la cca 1 m.

Combina Meco-Moore este construită să lucreze în strate destul de groase (peste 90 cm) și înclinări pînă la 18^0. Pentru a putea deservi fronturi de lungime mare (100—150 m) s-a prevăzut posibilitatea de tăiere în ambele sensuri. Demontarea și montarea mașinii, pentru schimbarea sensului de lucru, durează pînă la 3 ore. In strate de cca. 1 m grosime combina Meco-Moore realizează peste 500 t/zi, și asigură o productivitate în abataj de 6,5—7,5 t/post.

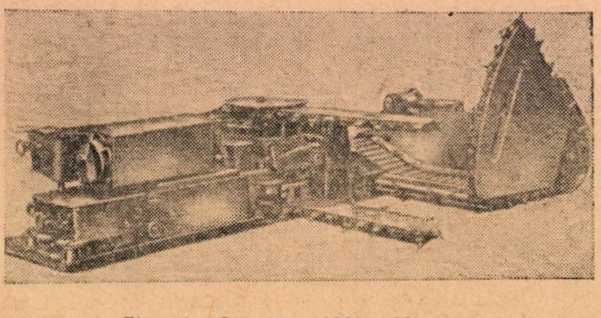


Fig. 1. Combina Meco-Moore

Combina „Gloster Getter", concepută după aceleași principii, are viteză de avans sporită mergînd pînă la 1,8 m/minut. In schimb lungimea brațelor este de numai 75 cm. Ea are două brațe orizontale suprapuse lîngă vatră și două brațe verticale. Facultativ se mai poate monta un braț orizontal lîngă acoperiș. Nivelul acestui braț poate fi reglat, prin presiune hidraulică, ca și la combina „Meco-Moore". Incărcarea materialului tăiat se face cu o lamă înclinată.

Mașina este echipată cu un motor de 50 kW și cîntărește numai 3,5 t. Datorită simplicității organului încărcător operația de inversare a sensului de lucru durează numai 40 minute.

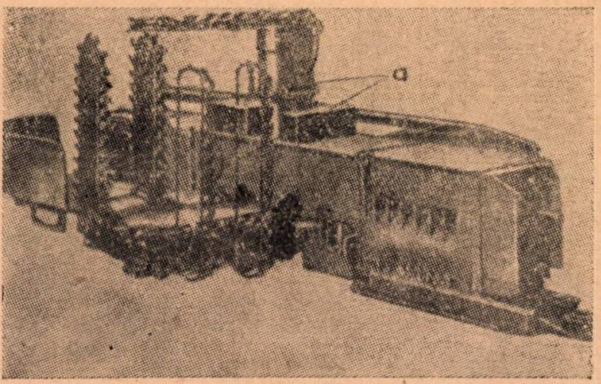


Fig. 2. Combina „Gloster Getter"

Dezavantajul acestei combine, față de tipul precedent, este mărunțirea accentuală a cărbunelui, din cauza celor două brațe suprapuse. Circa 7% din cărbunele abatat capătă o granulație sub 12 mm.

In anul 1954 funcționau 18 combine „Gloster Getter" realizînd o productivitate medie de 5,21 t/post.

Tot în Anglia se mai folosește combina Waffler, compusă dintr-o mașină de havat echipată cu un braț plan de tăiat lîngă vatră, un agregat încărcător, prevăzut cu un braț cu lanț cu palete încărcătoare și un braț scurt tăietor lîngă acoperiș. Introducerea acestei mașini într-un strat de 1,10 m grosime, a condus la o sporire a productivității muncii cu cca 20%, realizîndu-se 5,8 t/post.

Combina „North Gawber" prevăzută cu un braț curb ce taie la vatră și un braț plan lîngă acoperiș, al cărui nivel se reglează hidraulic, dă rezultate asemănătoare.

O altă combină realizată după principii asemănătoare este mașina „SE III", realizată de firma germană „Eickhoff". Această combină este în esență o mașină de havat, cu două brațe plane, prevăzute la extremitate cu arbori, pe care sînt montate cuțite de tăiere.

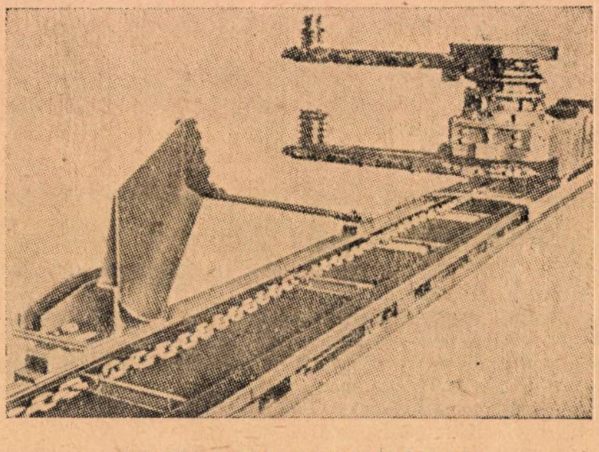


Fig. 3. Combina „Eikhoff-SE III"

Mașina se deplasează pe rama unui transportor cu raclete consolidat, în care încarcă materialul tăiat cu ajutorul unei lame.

Mişcarea de înaintare a maşinii se transmite la tambur pe cale hidraulică. In acelaşi mod se realizează rotirea braţelor. Este caracteristic faptul că, deşi motorul are o putere de numai 60 kW, maşina este construită pentru viteze de înaintare mari, mergînd pînă la 3,5 m/min. Această caracteristică face combina „SE III“ potrivită în special pentru cărbuni de mică rezistenţă, uşor friabili.

2. *Combine cu braţ de contur.* Construite cu acelaşi scop ca şi combinele cu sistem de braţe de havaj, aceste maşini prezintă totuşi un organ tăietor considerabil simplificat, prevăzut cu un singur lanţ şi o singură stea de acţionare. La baza acestei realizări stă lanţul pentru braţe de contur, inventat de Gridin şi Piciughin. Acest lanţ diferă de construcţia obişnuită a lanţurilor de havaj prin faptul că bolţurile care solidarizează elementele lanţului au axa cuprinsă în planul lanţului şi nu perpendiculară pe el. In consecinţă, axa roţii stea de acţionare este orizontală, pe cînd la combinele cu sistem de braţe ea este verticală. La prima vedere folosirea braţelor de contur introduce în exploatare dezavantajul de a necesita aducerea braţului în poziţie de lucru înainte de cuplarea lanţului cu mecanismul motor, impunînd deci săparea unei nişe prin mijloace independente de maşină. Insă la execuţia acestei nişte nu se poate renunţa nici în cazul combinelor cu sistem de braţe, ea fiind necesară pentru plasarea în poziţia de lucru a organului încărcător.

Combinele cu braţe de contur au în prezent cea mai mare răspîndire dintre toate tipurile folosite. In această categorie intră cea mai mare parte din combinele folosite în minele sovietice. Printre ele este bine cunoscută combina „Donbass 1“, care se întîlneşte şi în cîteva mine din ţara noastră. In U.R.S.S. lucrează peste 750 astfel de combine. Maşina se fabrică pentru două înălţimi de braţ: 0,73—1 m şi 3 adîncimi de pătrundere a braţului în rocă de 1—2 m. Organul de tăiere este urmat de un sfărîmător, format dintr-un arbore prevăzut cu 2—4 discuri. Atît pe arbore cît şi pe discuri sînt montate cuţite. Incărcarea se face cu un transportor cu raclete aşezate în consolă, care încarcă pe ramura inferioară şi prind materialul tăiat chiar de pe vatră.

Mecanismul de propulsie şi organul motor au fost adaptate de la maşina de havat MV 60. La construcţiile mai recente s-a sporit puterea motorului pînă la 100 kW (la care se adaugă 11 kW pentru acţionarea separată a încărcătorului), iar forţa de tracţiune maximă în cablu de tracţiune pînă la 10 tone.

Combina „Donbass“ a dat rezultatele cele mai bune în cărbunii de tărie slabă şi medie, în strate de 0,80—1,50 m grosime şi înclinări pînă la 26^0. In condiţii favorabile, lucrînd în fronturi de 150—300 m, s-au realizat producţii de 600—700 t/zi şi productivităţi de 8—10 t/schimb, iar preţul de cost a scăzut cu pînă la 15%.

Maşina lucrează într-un singur sens, iar întoarcerea la punctul de începere a lucrului se face în gol. De aceea, ciclul de lucru cu combina „Donbass“ comportă două schimburi productive şi un schimb de lucrări auxiliare. Operaţia de manevrare a maşinii este destul de simplă. Ea se poate executa de 3 muncitori (inclusiv havatorul) şi comportă: demontare: cca. 70 min; coborîre: cca. 20 min; montare: cca. 2 ore.

In cărbuni tari sau în strate mai groase, combina „Donbass“ nu mai lucrează mulţumitor, puterea motorului ne mai fiind suficientă.

Pentru cărbuni tari s-a proiectat şi realizat combina „Donbass 2“, avînd acelaşi principiu de lucru, dar de putere considerabil sporită. Mişcarea de înaintare se face cu o viteză pînă la 1,5 m/min, reglabilă prin pulsator, iar forţa maximă de tracţiune în cablu s-a mărit la 15 tone. Tamburul poate primi 40 m cablu de 20—22 mm diametru. S-a mărit de asemenea capacitatea încărcătorului de cărbune mărunt. Deplasarea lanţului se poate face cu două viteze de tăiere: 1.7—2 m/sec.

Motorul principal are 120 kW, iar motorul încărcătorului 35 kW. Alimentarea se face cu 660 V. Productivitatea teoretică a combinei este de 100—200 t/h.

Combina „Donbass 2“ s-a încercat, comparativ cu „Donbass 1“, într-un strat deosebit de tare (tăria 8 după scara Fomin) şi şi-a dovedit superioritatea evidentă, tăind în 22 cicluri, 3700 m front, cu o producţie de 7924 t.

Principalele rezultate comparative sînt următoarele:

		„Donbass“1	„Donbass“2
Producţie lunară medie	t	6400	6800
Producţia zilnică medie	„	207	225
Productivitate pe abataj	t/post	3,72	3,83
Durata medie de tăiere a frontului (cca. 180 m)	minute	683	347
Viteza de înaintare tehnică	m/min	0,26	0,54
Degajare de praf (în apropierea havatorului)	g/m^3	2,7	1,2

Granulaţia cărbunelui obţinut s-a îmbunătăţit de asemenea, proporţia de material mărunt micşorîndu-se astfel:

		„Donbass“1	„Donbass“2
Peste 30 mm	%	35,5	43,2
6—30 mm	%	24,5	25,8
Sub 6 mm	%	40	31

Această îmbunătăţire corespunde unei perfecţionări a lanţului tăietor, care a făcut să scadă şi consumul de energie pe tona de cărbune abatat. Acest consum este cuprins între 0,45—0,8 kWh/t. Aceste rezultate s-au obţinut deşi consumul de exploziv pentru fisurarea stratului (puşcarea de zguduire) s-a redus la 0,065 kg/t, de la 0,120 kg/t, cît era în cazul combinei „Donbass“ 1.

Pentru stratele groase, în special pentru stratul „Verhniaia Marianna“ din Kuzbass s-a construit combina „Donbass“ 4. Această maşină este obţinută prin suprapunerea a două combine „Donbass“ 1. Cea de jos de construcţie obişnuită, are braţ de 0,8 m înălţime şi 1,25 m lungime. Cea de sus are un braţ de 2,2—2,6

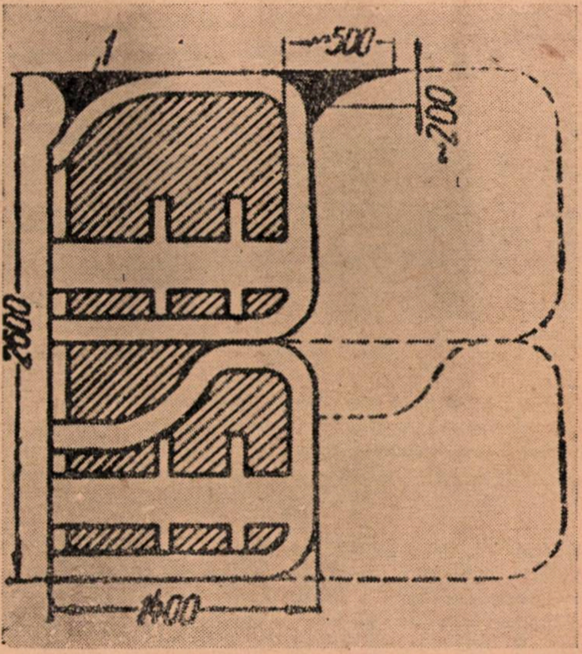


Fig. 4. *Forma frontului tăiat de combina „Donbass“ 4*

m şi doi arbori (stăngi) tăietori cu discuri, în loc de unul singur. Nivelul maşinii de sus se poate regla, prin două şuruburi de ridicare, cu cursa maximă de 340 mm. Acţionarea lor se face mecanic, de la mecanismul de propulsie al maşinii superioare.

Incărcătorul, de înălţime sporită, are un motor de 17 kW.

Pentru a se evita şocuri exagerate în reţeaua electrică la pornirea maşinii, cele două părţi suprapuse sînt alimentate independent.

Incercările făcute au dovedit că introducerea combinei „Donbass" 4 a condus la o creştere a producţiei pe abataj de 7,5—11% şi a productivităţii muncii de 15—31%, realizîndu-se 8,1—11 t/post în abataj.

In R. Cehoslovacă s-a construit combina „Ostravan 500", care lucrează după acelaşi principiu ca şi combina „Donbass" 1, însă este adaptată tăierii în ambele sensuri, fiind prevăzută cu două braţe de contur, între care se află arborele (ştanga) de sfărîmare. Această combină este echipată cu două motoare de cîte 30 kW şi cu un mecanism hidraulic care reglează automat viteza de înaintare de la 0 la 1,5 m/min.

Tot pentru strate groase, se foloseşte în U.R.S.S., încă din anul 1945, combina „VOM". Această maşină este echipată cu braţ de contur de înălţime mare (2,8—3,2 m) şi adîncime de pătrundere în rocă mică (0,8 m). Maşina e prevăzută cu o lamă încărcătoare. In anul 1952, prin ridicarea puterii motorului la 65 kW, cu combina „VOM"-2 s-au realizat 10 085 t/lună sau 6,9 t/post într-o mină din bazinul Moscovei, unde combina „Donbass"-1 dă numai 5,1 t pe post. Adîncimea mai mică a fîşiei uşurează extinderea mecanizării şi la celelalte operaţii din abataj (susţinere, împingerea transportului) şi este de asemenea avantajoasă în cazul acoperişurilor slabe.

Pentru stratele subţiri, de 50—80 cm s-au încercat combinele „Gorniak" şi „Şahtior", construite după acelaşi principiu ca şi combina „Donbass", însă lipsite de organ de sfărîmare. Cele mai recente încercări s-au făcut cu combina „Şahtior-1" derivată din maşina de havat KMP-2.

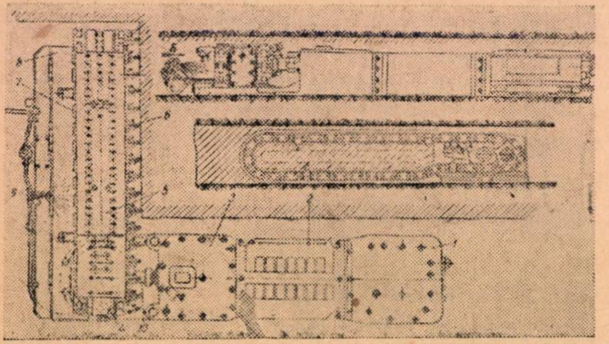


Fig. 5. Combina „Şahtior-1" :
1 — mecanism de propulsie ; *2* — motor electric ; *3* — mecanism de tăiere ; *4* — acţionarea braţului ; *5* — braţ de contur ; *6* — lanţ tăietor ; *7* — lanţ încărcător ; *8* — tabla încărcătorului ; *9* — instalaţia de stropire.

Braţul are o înălţime de 0,45—0,6 m. Maşina este calculată pentru o producţie de 20—50 t/h, la o adîncime de pătrundere a braţului de 1,65 m.

Motorul este de 47 kW. Maşina cîntăreşte 4 tone şi are o lungime (în lucru) de 3,58 m.

Incercările făcute au dovedit superioritatea exploatării cu această combină asupra lucrului cu maşina de havat. Intr-un strat de 0,5 m şi într-un front de 150 m lungime s-au realizat 30 fîşii pe lună, extrăgîndu-se cca. 4 000 t, cu un braţ de 1,5 m lungime. Granulaţia s-a îmbunătăţit, procentul de praf scăzînd cu 7,6%, iar procentul de bulgări (peste 50 mm), a crescut cu 20,6%, faţă de exploatarea cu havaj. Productivitatea a crescut de asemenea de la 2,34 la 4,2 t/post.

După experienţele făcute, combina „Şahtior" este în curs de perfecţionare.

In Anglia s-a realizat combina „Uskside", cu braţ trapezoidal şi lanţuri tăietoare pe ambele părţi.

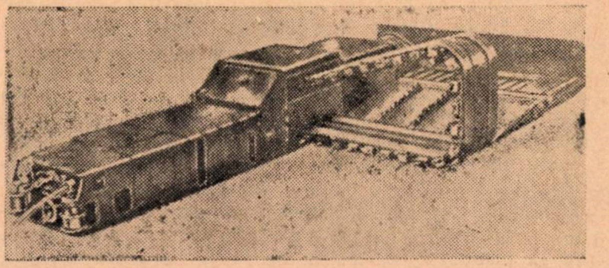


Fig. 6. Combina „Uskside"

Incărcarea se face cu un transportor cu bandă blindat, alimentat printr-o placă oscilantă. Maşina are 4,6 m lungime şi o greutate de 6,5 t.

3. *Combine cu lanţuri sau discuri şi sfărîmare completă.* Spre deosebire de construcţiile precedente, maşinile din această categorie realizează tăierea şi mărunţirea întregii cantităţi de cărbune care se abatează. Ele sînt echipate cu mai multe discuri prevăzute cu cuţite, sau cu braţe pe care circulă lanţuri de havaj. Discurile sau lanţurile sînt suficient de apropiate între ele pentru ca materialul să fie mărunţit în întregime. Din acest motiv au primit şi denumirea de maşini de havat integral. Combinele din această categorie consumă putere sporită faţă de tipurile descrise anterior şi măresc proporţia materialului mărunt.

Unele combine de acest fel s-au realizat prin modificarea corespunzătoare a organului tăietor al maşinilor de havat. Ele sînt destinate întrebuinţării în abataje cu front lung. Alte maşini s-au realizat prin adăugarea unui organ de tăiere şi sfărîmare maşinilor de încărcat echipate cu braţe. Ele sînt destinate mai ales lucrului în abataje cameră şi la săparea de galerii.

Maşinile din prima grupă sînt mai răspîndite în Anglia. Din maşina de havat „Anderson-Boyes" s-a realizat combina „Anderton", prevăzută cu un arbore, pătrunzînd în zăcămînt pe 400—550 mm adîncime. Pe arbore sînt discuri de cca. 1 m diametru, prevăzut cu cîte 4—8 cuţite fiecare. Viteza de tăierea cuţitelor este de 3,7 m/sec, iar viteza de înaintare maximă de 2,7 m/minut. Maşina se deplasează pe transportor şi are o lamă pentru încărcarea materialului tăiat. Ea este echipată cu un motor de 38 kW.

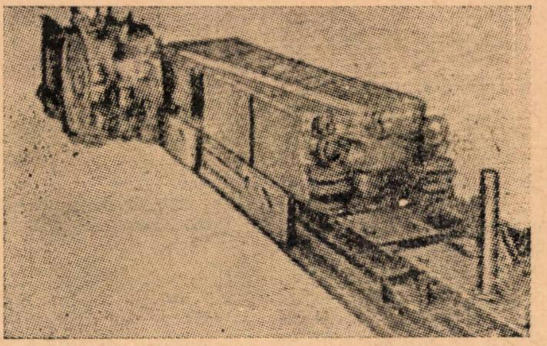


Fig. 7. Combina „Anderton".

Acest tip de combină a început să se răspîndească în minele din nord-vestul Angliei ale lui National Coal Board. In vara anului 1954 erau în funcţie 18 buc., iar altele 22 erau comandate· Folosirea lor a dovedit că mărimea lungimii frontului îmbunătăţeşte indicii economici, lungimea optimă fiind de cca. 200 m.

Mărirea lungimii tijei la peste 60 cm este însă neraţională, căci puterea motorului începe să nu mai fie suficientă, iar tija are tendinţa de a se îndoi spre vatră.

Performanţele realizate în abataje experimentale sînt foarte bune. In medie s-au realizat 2,3 cicluri cu 320 t/schimb.

Productivitatea pe abataj a crescut faţă de alte metode de exploatare cu 10—20%, atingînd în medie 6,9 t/post. Mărunţirea cărbunelui e foarte accentuată: aproape jumătate din cărbunele tăiat are granulaţia sub 25 mm.

Combina „Dosco-Miner", a firmei americane „Joy" are la bază un proiect anterior englezesc. In prezent ea este răspîndită în Noua Scoţie, lucrînd în strate de 0,75—1,80 m grosime şi înclinare pînă la 14^0. Maşina se deplasează prin alunecare, ghidată lîngă transportor. In partea dinainte se află organul tăietor compus dintr-un tambur cu 536 cuţite, lat de 1,5 m. Acesta pătrunde pe cca. 50 cm în front, lîngă vatră, şi este apoi ridicat pînă la acoperiş, sfărîmînd cărbunele pe adîncimea respectivă.

Materialul tăiat este prins de un transportor axial şi deversat în altul, perpendicular pe axa maşinii, care îl încarcă în transportorul principal al abatajului.

Maşina a fost concepută pentru abataje cu front lung, dar se poate folosi şi la pregătiri. In condiţii favorabile, în strate de 1,8 m grosime, a realizat pînă la 360 t/schimb.

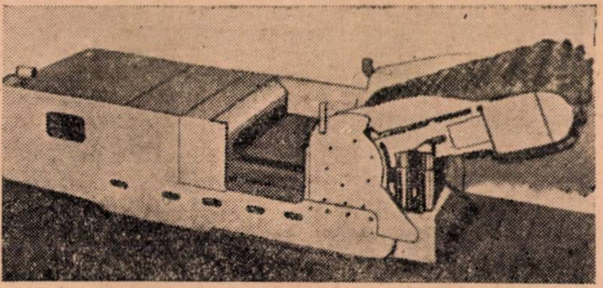


Fig. 8. Combina „Dosco-Miner".

Pe un principiu similar se bazează şi combinele de tipul „Continuous Miner", care sînt cele mai răspîndite în S.U.A. Aceste maşini sînt montate pe şenile şi au posibilitatea de a roti cu un unghi oarecare organul de tăiere în plan orizontal, fiind adaptate în felul acesta pentru tăierea pe întreaga lăţime a unui abataj cameră. Sistemul lor de transportoare descarcă materialul în urma maşinii.

Astfel combina „Continuous Miner" a firmei „Goodman", provine din maşina de încărcat respectivă, căreia i s-a adăugat un organ de tăiere format dintr-un tambur cu cuţite, de cca. 1 m lăţime, care taie de sus în jos felii de 45 cm adîncime. Durata unui ciclu fiind cam de 30 secunde, se realizează un debit de 2 t/minut. Maşina acoperă o lăţime de front de 5 m.

Combina „Coal Master" a firmei „Lee Norse" are două capete tăietoare, prevăzute cu cîte 5 şaibe, şi acţionate de cîte un motor de 45 kW fiecare. Pentru deplasarea acestor organe, se foloseşte presiunea hidraulică· Maşina are 8 m lungime şi cîntăreşte 18 tone. Incărcarea se face printr-un mecanism cu palete. Maşina se deplasează pe roţi cu pneuri. Inălţimea mare a acestei combine (1,6 m) limitează folosirea sa în strate de 1,8—2,4 m grosime. Pentru strate mai subţiri s-a construit un tip similar („Lee Norse Miner") care este însă puţin întrebuinţat.

Cea mai mare răspîndire printre combinele de acest fel au căpătat-o combina „4 JCM" a firmei „Joy", derivată din maşina de încărcat „Joy", căreia i s-a adăugat un organ tăietor format dintr-un braţ pe care sînt montate 6 lanţuri de havaj, aşezate în plan vertical. Incărcarea se face cu un dispozitiv cu braţe şi două transportoare cu raclete.

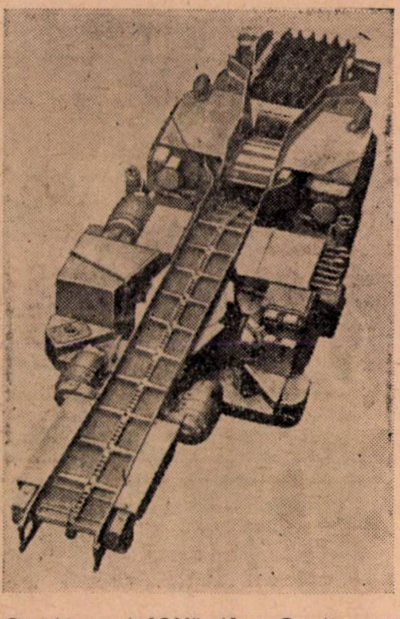


Fig. 9. Combina „4 JCM" (Joy Continuous Miner).

Acţionarea lanţurilor se face prin două motoare a 50 kW. Maşina este montată pe şenile, acţionate independent prin cîte un motor de 6 kW. Transportoarele au cîte un motor de 2 kW.

Sînt prevăzuţi 2 stîlpi de fixare hidraulici, dispozitive cu şurub melc pentru încărcarea produsului mărunt şi posibilităţi de deplasare în plan orizontal şi vertical a organului de tăiere, precum şi a extremităţii ultimului transportor. Toate aceste mişcări se asigură prin presiune hidraulică·

O particularitate a combinei „Joy" o constituie răcirea cu apă a motoarelor de tăiere. Apa sub presiune de 20 at., după ce circulă în jurul motoarelor, este pulverizată în lungul lanţurilor spre a împiedica degajarea de praf în atmosferă.

Această maşină s-a încercat şi în unele mine din Canada, Anglia, Australia, Germania, etc. In 14 luni de întrebuinţare continuă într-o mină din R. F. Germană, o combină 4 JCM a realizat o înaintare medie 13,6 m/zi. Intr-un an maşina a înaintat pe un front de 5 m, cu 4 202 m, tăind 57 277 t cărbune, lucrînd într-un singur schimb. Lucrul efectiv al maşinii în acest schimb a fost sub 3 ore, restul fiind lucrări auxiliare, întreţinerea maşinii şi pierderi de timp din cauza insuficienţei mijloacelor de transport (evacuarea s-a făcut prin transportoare cu bandă).

Tăierea unei fîşii de 50 cm adîncime, pe un front de 5 m lăţime se face în 7—8 operaţii, compuse din: introducerea organului tăietor într-un colţ de jos al frontului, ridicarea sa pînă la acoperiş, retragerea, deplasarea laterală a organului tăietor şi coborîrea sa la vatră. In felul acesta se extrage cam 1 t/minut, iar o fîşie completă se taie în cca. 7 minute. Acest timp este suficient pentru montarea comodă a unei susţineri metalice. Productivitatea în frontul de lucru a fost de 15—20 t/post, maşina fiind deservită de numai 6 muncitori· Ţinînd seama şi de muncitorii folosiţi la transport, pe galerii, precum şi de cei din schimburile neproductive, aceasta se reduce la 6,5 t/post. Consumul de materiale este de cca. 10 cuţite şi 20 kg ulei pe zi, iar consumul de energie de 600 kWh/zi sau aproximativ 4 kWh/t.

In America, unde acest fel de maşini sînt deservite de vagonete autopropulsate, pe roţi sau şenile, timpii de oprire din cauza transportorului se reduc, şi productivitatea în abataj creşte la 25—30 t/post, iar în subteran la 9—13 t/post.

Similar cu combinele de tipul „Continuous Miner“ lucrează şi combina maghiară „Petöfi“ produsă de firma „Bamert“. Această maşină s-a experimentat în anul 1952 şi este acum în curs de perfecţionare.

Maşina are 5,66 m lungime şi 8,6 t greutate. Ea taie de sus în jos, cu ajutorul unui braţ cu 7 lanţuri, acţionate de un motor de 65 kW. Combina „Petöfi“ este adaptată pentru a lucra în abataje cu front lung, descărcînd materialul transversal pe axa maşinii. In perioada de experimentare maşina a tăiat 40 t/h.

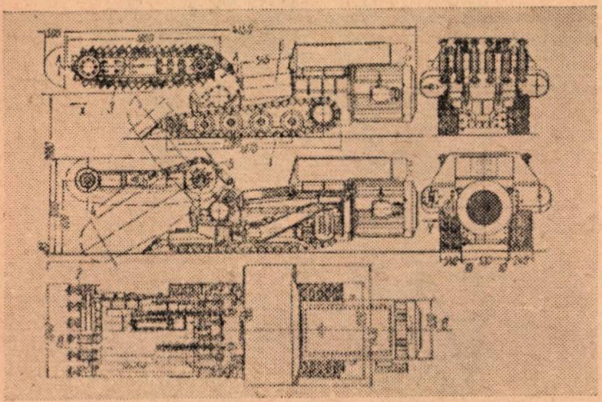


Fig. 10. Combina „Petöfi“.

4) *Combine cu organe tip freză.* Şi acest sistem de maşini realizează o sfărîmare completă a cărbunelui. Ele sînt echipate de regulă cu cîteva organe tăietoare, formate din cuţite dispuse pe bare, care se rotesc fiecare în jurul unei axe paralele cu direcţia de înaintare a maşinii. In America s-au construit pe acest principiu maşini mari, destinate întrebuinţării în abataje cameră, în Europa — maşini mici, destinate lucrului în strate subţiri.

Cea mai caracteristică maşină din prima categorie este combina „Colmol“ a firmei „Jeffrey“. Ea are 10 freze, dispuse pe două rînduri. Fiecare organ tăietor este prevăzut cu un sfredel, care uşurează pătrunderea în rocă. Materialul tăiat este dus înapoi, printr-un sistem de transportoare cu raclete.

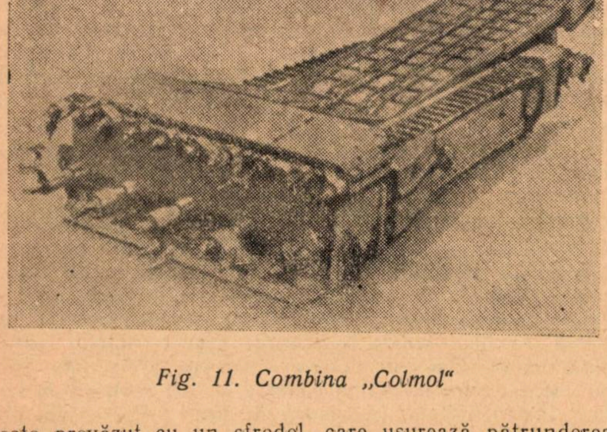


Fig. 11. Combina „Colmol“

Maşina este echipată cu 3 motoare a 45 kW şi cu transmisii hidraulice. Deplasarea se face pe şenile.

Nivelul frezelor din rîndul superior se poate regla după grosimea stratului. Există maşini construite pentru strate de 0,8—1,4 m şi altele pentru strate de 1,2—1,8 m. Lungimea combinei este de 8 m, lăţimea fîşiei tăiate 3 m, iar greutatea de 35 t. Ea asigură o productivitate excepţional de ridicată chiar în cărbunii cei mai tari, tăind peste 500 t/zi, cu o echipă de 7 muncitori (2 muncitori la maşină, 3 muncitori la vagonetele autopropulsate, 2 muncitori la susţinere). In acest fel se ating productivităţi de 70 t/post sau chiar mai mult, în cazul acoperişurilor foarte bune.

Combina „Colmol“ are, totuşi, unele dezavantaje importante faţă de maşinile de tipul „Continuous Miner“: ea este greu adaptabilă în raport cu grosimea stratului şi lăţimea abatajului, nu lasă vatra şi acoperişul netede şi — în plus — este foarte scumpă. De aceea este mai puţin răspîndită.

Pe principiul tăierii prin frezare s-a construit în U.R.S.S., în anul 1950, combina „UKT-1“. Această maşină este echipată cu 3 freze, înconjurate de un lanţ de contur, care serveşte ca încărcător. Suprafaţa tăiată este de 1,2 x 0,5 m. Maşina este destinată pentru abataje cu front lung, în strate subţiri. Propulsia se face prin troliu propriu, plasat în partea din urmă. Pentru asigurarea stabilităţii, ea se ghidează printr-o sanie pe transportorul din abataj. Puterea absorbită la încercările făcute a variat între 8—27 kW. Intr-un strat de 53 cm grosime şi un front de 120 m, s-au obţinut 112 t/zi, cu o productivitate de 8,4 t/post, cifră impresionantă pentru strate atît de subţiri.

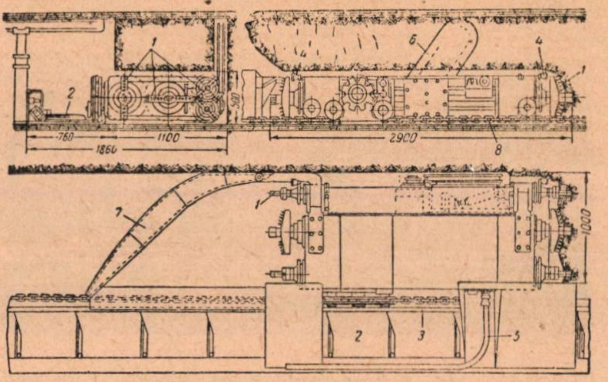


Fig. 12. Combina „Korfmann“

Intr-o mină din Ruhr s-au început în anul 1954 încercări ale unei combine similare, construite de firma „Korfmann“. Această maşină are în plus o lamă pentru încărcare şi un braţ de havaj, care efectuează o scobitură verticală, precedînd organul tăietor cu freze, spre a uşura desprinderea cărbunelui.

Tot pe principiul tăierii prin frezare s-a imaginat şi realizat în U.R.S.S. singura maşină din lume pentru mecanizarea completă a tăierii în strate cu înclinare mare. Aceasta este combina KKP, construită pentru a lucra în strate cu înclinări de 48—78°. Ea are un singur organ tip freză, deplasîndu-se împreună cu motorul de acţionare, pe o cremalieră. După tăierea unei fîşii, maşina coboară pe strat. Deplasarea se face de sus în jos, printr-un troliu pneumatic telecomandat. Intr-un strat de 2—2,2 m grosime s-a realizat o înaintare de 6—7 m/h. Tăierea se face în fîşii de 5—20 cm, în raport cu tăria cărbunelui. Cărbunele tăiat cade liber la orizontul inferior. La încercări, maşina a realizat peste 280 t/zi cu o productivitate de 20 t/post.

5. *Combine lucrînd prin forare.* Acest tip de maşini se bazează pe sfredelirea cărbunilor cu ajutorul unei scule de forat şi evacuarea materialului printr-un transportor cu şurub melc plasat chiar pe tija care poartă scula.

Organul de acţionare nu se deplasează în cursul funcţionării maşinii, scula şi transportorul fiind silite să pătrundă în rocă.

In acest mod se pot realiza productivităţi foarte ridicate în zăcăminte cu strate subţiri şi acoperişuri slabe, considerate în trecut ca nerentabile· Dezavantajul acestui sistem de lucru îl constituie pierderile foarte mari de cărbuni ce rezultă. Mai mult de jumătate din rezerve se pierd în acest mod. Totodată se obţine o prăfuire foarte accentuată a materialului extras.

Agregatul „Cardox-Hardson", folosit în Anglia, perforează găuri de 635 mm diametru, cu o viteză de 1,2 m/minut. Adîncimea maximă de pătrundere este de cca. 30 m.

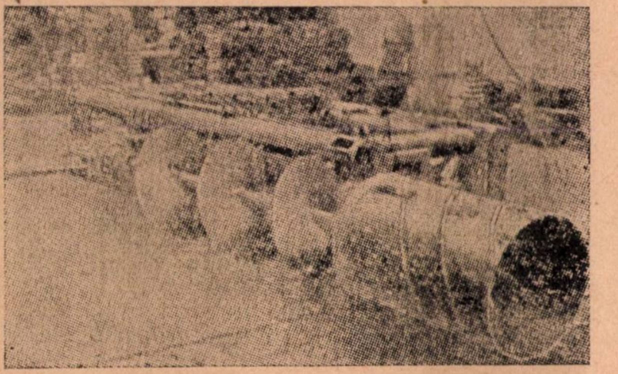


Fig. 13. Agregatul „Cardox-Hardson".

Analog lucrează combinele „Auger Drill", folosite în S.U.A. Ele sînt echipate cu un motor de 30 kW, care pune în mişcare capul găuritor de 650 mm diametru, prevăzut cu un sfredel central, prin intermediul unor prăjini de cîte 1,2 m fiecare. Combina are 2,5 m lungime şi cîntăreşte 3 t.

Apăsarea sculei pe rocă se realizează hidraulic, cu o forţă de 4,2 t. In prealabil, maşina trebuie fixată între vatră şi acoperiş. Forînd 4—5 găuri de 30 m lungime pe schimb, se pot realiza, cu doi muncitori cca. 60 t, ceea ce reprezintă o productivitate de 30 t/post. Acest tip de combină, se construieşte şi pentru diametre mai mari (0,76—1,32 m), cu motor de 170—230 kW, asigurînd o producţie de 400 t/schimb. Acest tip de maşină nu a putut fi folosit în subteran din cauza gabaritului său. In S.U.A. se foloseau în anul 1952 aproape 300 asemenea maşini, pentru exploatarea de la suprafaţă şi 12 agregate „Auger Drill" pentru subteran.

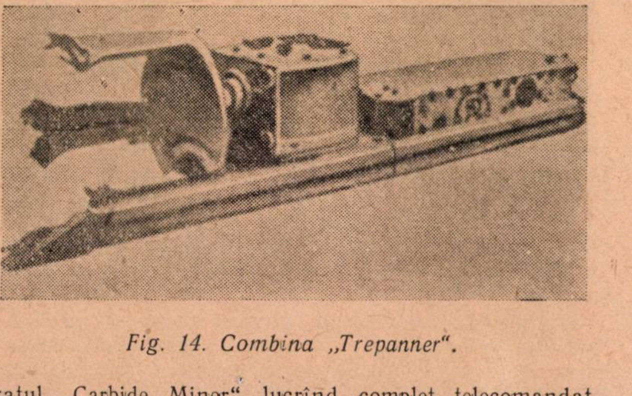


Fig. 14. Combina „Trepanner".

Tot pentru exploatarea la afloriment serveşte agregatul „Carbide Miner" lucrînd complet telecomandat. El este montat pe şenile şi e prevăzut cu 4 scule de forat de 85 cm diametru fiecare, care forează o galerie de 2,9 x 0,85 m. Adîncimea de pătrundere a organului tăietor atinge 200 m. Evacuarea materialului se face cu transportoare cu raclete, de cîte 10 m lungime, legate între ele cu şarniere. Acestea pătrund în galeria ce se sapă în urma organului de tăiere. Materialul scos e depozitat într-un mic siloz, de 20 t, de unde este luat cu autocamioane. Agregatul este echipat cu 5 motoare, avînd în total 110 kW, are 6,6 m lungime şi cîntăreşte 20 t. Realizează o înaintare de 45 cm/minut şi produce cca. 560 t/schimb, fiind deservit de 4 muncitori.

Tot din categoria combinelor lucrînd prin forare face parte şi combina „Trepanner" a firmei engleze „Anderson-Boyes". Această maşină este însă destinată lucrului în abataje cu front lung. Ea derivă din maşina de havat „AB-15", al cărei organ tăietor e înlocuit cu un disc de 68 cm diametru. La periferia discului sînt dispuse 3 sfredele, la 120⁰. Maşina se deplasează pe lîngă transportor. Rotaţia discului face ca sfredelele să arunce materialul tăiat în transportor.

Această combină lucrează cu succes în mina Mansfield, din anul 1952, într-un strat de 1 m grosime, front de 130 m, tăind 3 fîşii în două schimburi productive pe zi. Se realizează în medie 350 t/zi cu o productivitate variind între 5—10 t/post în abataj.

O variantă a combinei „Trepanner" este prevăzută şi cu două braţe de havaj, dispuse în plan orizontal şi anume: un braţ de 31 cm care havează la vatră în fîşia următoare, şi un al doilea braţ dispus deasupra organului de sfredelire, executînd o scobitură lîngă roca din acoperiş.

6. *Combine percutante.* Combinele folosite pînă în prezent execută tăierea şi sfărîmarea rocilor printr-o acţiune de compresiune· Se ştie însă că rezistenţa rocilor la şoc este mult mai redusă decît la compresiune şi la aşchiere. Pe această bază s-au imaginat cîteva combine, care caută să disloce materialul prin percuţie.

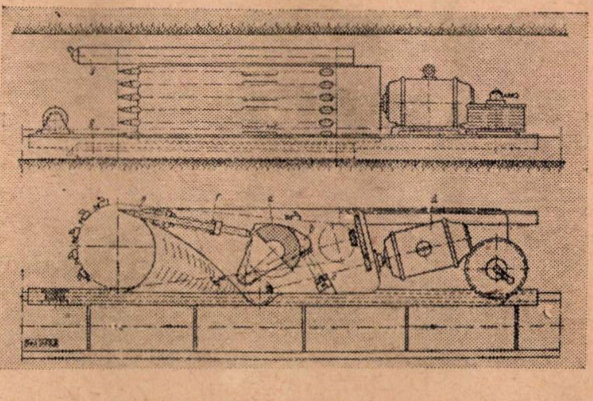


Fig. 15. Combină percutantă poloneză.

In această privinţă prezintă interes combina poloneză proiectată de prof. dr. Popowicz.

Percutoarele *b* sînt legate de masele *a* şi montate pe resoartele *c.* Masele *a* oscilează fiind puse în mişcare de electromotorul *d* prin roţile dinţate. Arcul *f* serveşte pentru readucerea înapoi a piconului *e.* Cîteva picoane sînt dispuse într-un plan vertical, executînd sfărîmarea cărbunelui în planul respectiv. Braţele plane de havaj *g* taie stratul la vatră şi acoperiş. Intreaga maşină se deplasează în lungul unui abataj frontal.

Masele care acţionează percutoarele sînt repartizate uniform în jurul axei de rotaţie, aşa fel ca loviturile să se dea la intervale de timp egale, obţinîndu-se o echilibrare dinamică

S-au experimentat cîteva prototipuri, dovedindu-se că energia loviturii este suficientă pentru sfărîmarea cărbunilor de tărie medie, înaintarea este mai rapidă decît în cazul havajului simplu, iar consumul de energie este mai redus.

Totodată s-a stabilit teoretic raportul corect între mărimea maselor oscilante și greutățile percutoarelor și ale picoanelor.

Pe un principiu asemănător se bazează combina „Erfinder Konnerth" imaginată în S.U.A. Această mașină taie cărbunele cu 4 brațe de havaj, din care două verticale, lucrînd lateral și două orizontale, la vatră. Brațele verticale pot oscila în planul lor, spre a se acoperi întreaga înălțime a stratului. Cărbunele este apoi izbit de ciocanele percutante, care îl sfărîmă și-l fac să cadă într-un transportor cu raclete, înclinat la 38⁰, care îl duce înapoi, paralel cu axa combinei. Incărcarea materialului în transportor este ajutată de brațele de havaj de la vatră, care sînt curbe. Mașina are un motor principal de tăiere de 65 kW, pentru acționarea lanțurilor de havaj. Sculele percutante sînt acționate prin percutoare. Acestea se deplasează în cilindri, fiind atrase de electromagneți și sînt readuse la poziția inițială prin resoarte. Electromagneții primesc periodic curent, prin intermediul unui redresor cu seleniu.

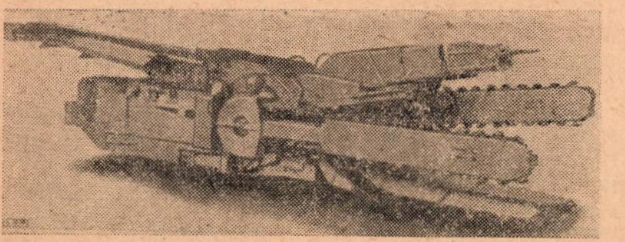


Fig. 16. Combina „Erfinder Konnerth".

Mașina se deplasează pe șenile, avînd o viteză de lucru de 0,90 m/minut și o viteză de manevră de 30 m/minut. Ea are o lungime de 9 m și cîntărește 20 t.

7. *Pluguri de cărbune.* Aceste agregate realizează tăierea și încărcarea cărbunelui după un principiu complet diferit de cel al mașinilor de havat obișnuite. Organul tăietor este format din una sau cîteva lame de oțel care pătrund pe o adîncime relativ redusă în stratul de cărbune. Datorită formei de pană a acestor lame, ele exercită o presiune ridicată asupra cărbunelui pe care îl sfărîmă și îl încarcă apoi în transportorul din abataj.

Deși încă din anul 1912 s-a obținut un brevet pentru un plug de cărbune, de abia în anul 1941 s-a realizat primul plug întrebuințabil, format dintr-o lamă triunghiulară și prevăzut cu scripeți, pentru acționarea prin cablu.

Introducerea acestui plug a dublat dintr-odată productivitatea în abatajul respectiv.

Printre regulile constructive consacrate de practica folosirii plugurilor de cărbune, au importanță mai mare: menținerea unui unghiu de degajare de circa 7⁰ între suprafața din spate a lamei tăietoare și rocă și legarea plugului cu organul de tracțiune prin bolț și lașă, spre a asigura menținerea presiunii pe rocă și a împiedica ridicarea plugului de pe vatră sub acțiunea efortului de tracțiune.

Plugurile simple execută tăieturi de cca. 30 cm adîncime, deplasîndu-se cu viteza de 6—8 m/min. In acest scop este necesară exercitarea unei forțe de tracțiune de cca. 5—8 t, în cărbuni de tărie medie.

Acționarea plugurilor se face cu cabluri sau lanțuri, acționate prin trolii speciale, care permit două viteze de deplasare și au o forță de tracțiune acoperitoare.

Printre plugurile moderne, cel mai răspîndit este plugul „Löbbe" al firmei „Westfalia Lünnen". In R. F. Germană funcționează peste 60 asemenea pluguri, realizînd în medie o productivitate de 4,62 t/post. Acest plug se deplasează ghidat pe rama unui transportor cu raclete. Tracțiunea este transmisă de la troliul de acționare printr-un lanț calibrat de 22 mm diametru dimensionat pentru o forță de rupere de 50 t.

Adîncimea de pătrundere a plugului în cărbune este de 5—15 cm, iar viteza de deplasare a plugului este de 22 m/min.

In acest mod forța de tracțiune în lanț nu depășește 20—30 t, ceea ce asigură dimensiuni mici agregatului, la un coeficient de siguranță acceptabil, în timp ce productivitatea sa este ridicată.

Impingerea transportorului și a plugului asupra frontului de cărbune se exercită printr-o serie de vinciuri hidraulice. Puterea necesară pentru acționarea întregului agregat, compus din plug și transportor de 150 m lungime, este de 80 kW.

In minele din Ruhr, în strate de 0,4—1 m grosime, plugurile „Löbbe" realizează 600—900 t/zi, cu o productivitate de 10—15 t/post în abataj. Tăișurile plugului trebuie schimbate după 20—30 schimburi, respectiv 100 000—150 000 m tăiați.

Folosirea plugului „Löbbe" s-a extins și în alte țări, în special în Franța și Anglia. In această din urmă țară s-au făcut încercări comparative între cîteva agregate care asigură mecanizarea complexă a tăierii și încărcării, dovedindu-se superioritatea plugului față de combina „Meco-Moore" din punct de vedere tehnic după cum urmează:

	Combina „Meco-Moore"	Plugul „Löbbe"
Producție, t/zi	518	786
Inaintarea frontului, m/zi .	2	3,05
Productivitate în abataj t/post.	7,50	10

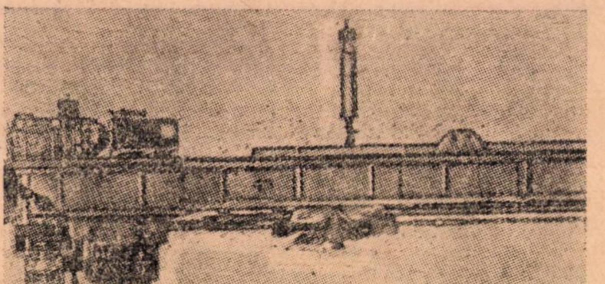


Fig. 17. Plugul „Löbbe" „Westfalia-Lünnen".

Totodată, plugul și-a arătat superioritatea în ceea ce privește cheltuielile de exploatare, costurile în abataj scăzînd cu 24%, iar consumul de energie cu 18%. Pentru a se face o comparație între cele două feluri de mașini în ceea ce privește rentabilitatea, trebuie ținută în seamă influența prețului de achiziție, care este cu 28% mai ridicat în cazul plugului, decît în cazul combinei.

Construcțiile moderne de pluguri caută să realizeze sporirea productivității, reducerea consumului specific de energie și a dimensiunilor agregatului, prin alegerea judicioasă a formei și numărului de tăișuri, precum și a unghiului de așezare a acestora și prin mărirea vitezei de tăiere.

Plugul rapid „Preussag-Ibbenbüren" are caracteristici asemănătoare cu plugul „Löbbe".

In anii 1952—1953 s-a experimentat plugul DKBL (Deutsche Kohlen Bergbau Leitung), avînd un corp curb şi două cuţite prismatice, cu vîrfuri piramidale. Cu acest plug s-au realizat 1 000 t/zi, cu o productivitate de 25 t/post.

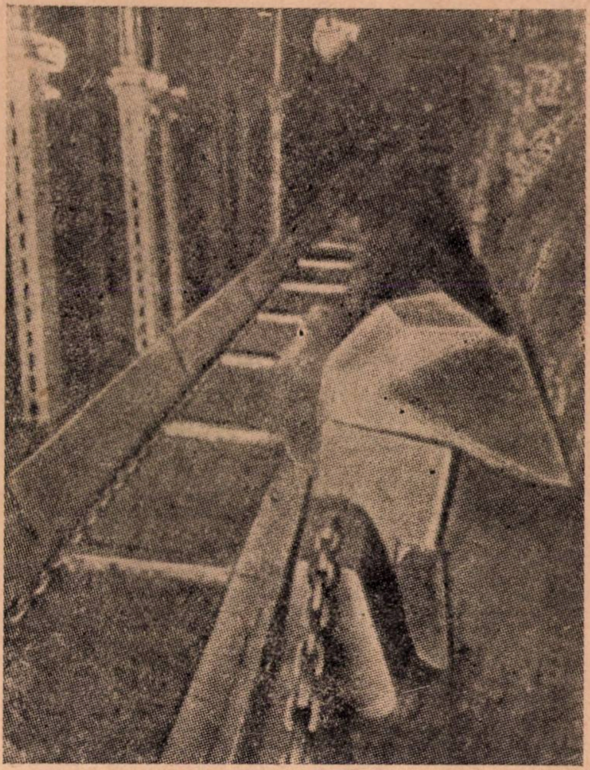


Fig. 18. Plugul DKBL, în lucru, în mina „Ewald"-Ruhr.

Firma „Beien" a produs un tip de plug, la care poziţia cuţitelor se reglează automat, în funcţie de tracţiunea în lanţ. Acest plug este construit în două mărimi: cu forţa de tracţiune de 14,5 t şi 20 t, la o viteză de tăiere de 0,27 m/s, respectiv 0,34 m/s.

In Anglia s-a imaginat şi realizat un plug percutant, autopropulsat prin vinciuri hidraulice. Din cauza imperfecţiunilor de execuţie, această maşină nu a dat rezultatele aşteptate, el fiind inferior plugurilor obişnuite în ceea ce priveşte producţia şi productivitatea realizată şi avînd, în acelaşi timp, indici economici mai slabi.

In Olanda, pentru exploatarea stratelor subţiri s-au construit plugurile „Gusto" care au dimensiuni mici (lungime 1 000 mm, adîncime de pătrundere 140 mm, înălţime 350 mm) şi cîntăresc numai 120 kg. Ele sînt ghidate tot pe rama transportorului, deplasîndu-se cu 0,25—0,3 m/s, şi taie în ambele sensuri.

Pentru a se asigura o productivitate ridicată în asemenea condiţii, într-un abataj se montează mai multe pluguri, distanţate la 13—20 m unul de altul. Fiecare plug este acţionat prin cabluri individuale de cîte un troliu mic cu angrenaje. Aceste trolii se mută săptămînal. Sistemul complicat de cabluri necesar deplasării plugurilor „Gusto" limitează lungimea abatajului la 170 m.

In mina „Maurice", într-un front de 120 m lungime, lucrînd în două schimburi productive, cu 6 pluguri „Gusto", se realizează o productivitate de 7,3 t/post.

In stratele foarte subţiri dau rezultate plugurile scraper, care au construcţie simplă, se deservesc uşor şi reduc la minim consumul de materiale. Screperele sînt acţionate de trolii care asigură forţa de tracţiune de 20 t, şi viteza de 1 m/s. Există construcţii cu un singur sens de tăiere şi cu două sensuri de tăiere. Acest ultim sistem este practic pentru înclinări mici (sub 7^0) şi necesită două mecanisme de acţionare.

Firma „Henry Bergbau", fabrică în serie pluguri scraper de 1 m lungime şi 0,35 m înălţime. Aceste pluguri au permis realizarea unei productivităţi de 3,5 t/post în strate de 35 cm grosime.

In R. P. Ungară s-au imaginat agregate compuse din plug şi lanţuri de havaj, care taie scobituri orizontale lîngă vatră şi acoperiş. Plugul pătrunde pe o adîncime de 300 mm, iar braţele de havaj pe 600 mm, pregătind astfel tăietura următoare a plugului. Pentru adaptare la grosimea stratului, poziţia braţului superior se poate regla.

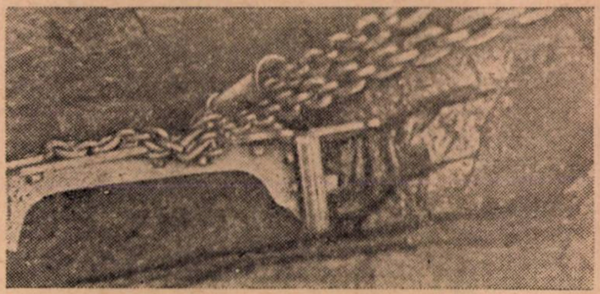


Fig. 19. Plug scraper în abataj.

Acţionarea lanţului de havaj se face printr-un motor de 11 kW. Deplasarea plugului se face cu 1 m/min, cu ajutorul unui troliu, asigurînd o forţă de tracţiune de 10 t. In mişcarea sa, agregatul este ghidat de transportorul din abataj.

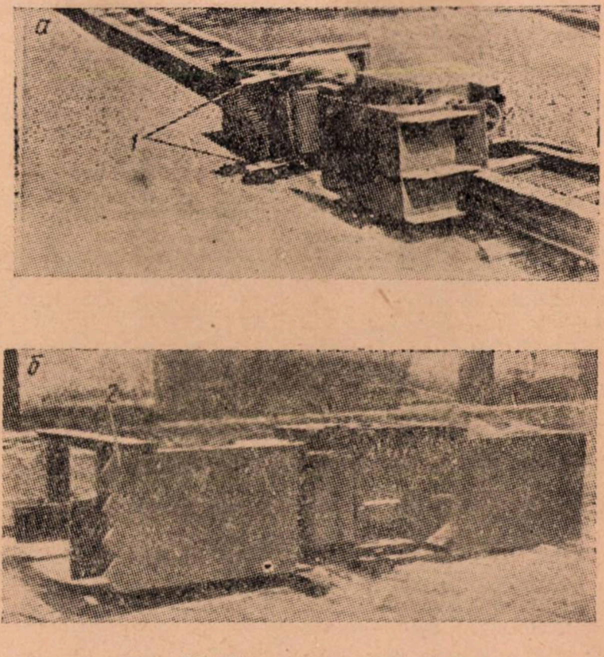


Fig. 20. Plug cu braţe de havaj.
1 — braţe; *2* — lama plugului.

Aceste agregate sînt calculate pentru o producţie de 40 t/h în strate de 0,7—1 m grosime.

8. *Agregate tăind simultan lungimi mari.* Maşinile din această categorie au ca scop să execute concomitent tăierea, încărcarea şi evacuarea cărbunelui pe în-

treaga lungime a unui abataj cu front lung, realizînd înaintarea continuă a frontului de abataj.

Primul agregat destinat să realizeze acest scop a fost imaginat în U.R.S.S., de Lomov (agregatul ZAL). Acesta se compune dintr-un ghidaj metalic, de aceeaşi lungime cu întregul front, pe care se mişcă un lanţ de havaj cu cuţite, acţionat de un mecanism corespunzător, plasat la una din extremităţi. Inaintarea acestui organ tăietor se făcea cu ajutorul a două mecanisme de propulsie de tipul celor folosite la maşinile de havat, plasate în cele două galerii, de la extremităţile abatajului. Cablurile mecanismelor acţionau asupra organului tăietor, trăgînd totodată şi transportorul din abataj în urma acestuia. Ulterior s-a perfecţionat acest agregat, asigurînd deplasarea sa prin vinciuri.

In ultimii ani s-au realizat alte două noi agregate, bazate pe principii asemănătoare, însă de construcţie sensibil simplificată.

In Belgia s-a experimentat agregatul „Valantin", care este compus dintr-un transportor cu raclete, cu un singur lanţ, circulînd în plan orizontal. Ramura lanţului care se deplasează în gol circulă printr-un jgheab. Pe partea dinspre front a lanţului sînt sudate la cîte 2 m distanţă blocuri care poartă cuţite de havaj. Acestea taie un făgaş de 16 cm înălţime, deplasîndu-se cu 1,2 m/s.

Mecanismul de acţionare a transportorului pătrunde odată cu acesta în porţiunea care se exploatează. In acest scop el este precedat de un tambur de 15 cm diametru, prevăzut cu cuţite şi pus în mişcare de rotaţie prin două lanţuri de havaj.

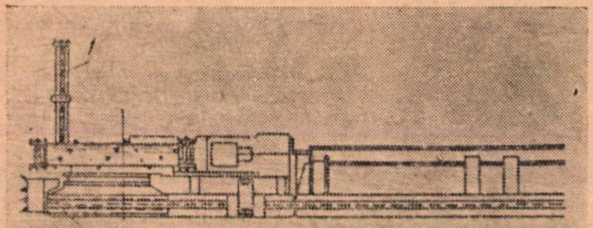


Fig. 21. Agregatul Valantin :
1 — braţ de havaj ; 2 — acţionarea lanţului principal ; 3 — vinciuri ; 4 — electromotor ; 5 — cuplaj de siguranţă ; 6 — cablu de legătură ; 7 — tambur cu cuţite ; 8 — tambur de întoarcere a lanţului transportorului.

Pentru acţionare sînt prevăzute mecanisme la ambele capete ale transportorului. Acestea transmit mişcarea prin angrenaje planetare şi dispozitive cardanice. Apăsarea agregatului pe front se realizează prin 5 vinciuri hidraulice. Presiunea necesară de 25 at este furnizată de pompe care sînt acţionate de mecanismele de la capetele agregatului. Forţa de apăsare a fiecărui vinciu asupra frontului este de 5 t şi se reglează automat. In momentul în care forţa ce apasă un cilindru depăşeşte această valoare, comunicaţia cilindrului respectiv cu pompa încetează. Vinciurile au o cursă de cca. 1 m.

Agregatul Valantin a fost experimentat timp de 3 ani, dovedindu-se avantajos pentru strate subţiri (40—50 cm) înclinări relativ mari şi cărbune friabil. Intr-un strat de 1 m grosime, la o lungime de front de 40 m agregatul a asigurat o înaintare de 6 m/zi şi o producţie de 300 t/zi.

In minele „Königsborg" şi „Monopol" din R. F. Germană s-a introdus în anul 1954 un alt agregat tăietor, imaginat de ing. Romberg şi construit de firma „Hauhinco". Acest agregat constă într-un transportor cu două lanţuri calibrate, distanţate prin raclete de 40 cm lungime, plasate la cîte 1 m distanţă. Lanţurile rezistă la o forţă de rupere de 30 t. Deplasarea lanţurilor şi întinderea lor se asigură cu ajutorul unor mecanisme corespunzătoare, principial analoage celor de la transportoarele cu raclete obişnuite. Tensiunea corectă a lanţurilor este foarte importantă pentru buna funcţionare. In acest scop, capul de întindere al transportorului este legat de un cablu de întindere care trece peste o rolă şi este tras de un aparat de tracţiune. Aparatul de tracţiune este pus în funcţie printr-o turbină pneumatică.

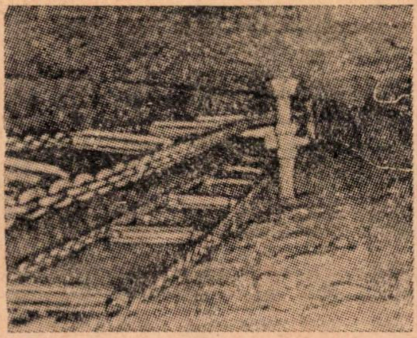


Fig. 22. Agregatul „Romberg" în abataj.

Transportorul nu are jgheaburi. Ramura inferioară a lanţului se deplasează pe vatră, iar cea superioară sub acoperiş, fiind susţinută la 8—10 m distanţă de ţevi de susţinere, prinse pe stîlpi metalici. Aceste ţevi se montează în găuri de 50 mm diametru şi 1,5 m adîncime, care se forează în prealabil.

La distanţă de 1—3 m, pe lanţul dinspre front, sînt montate cuţite de havaj, care realizează două scobituri. Viteza de tăiere este de 0,2—0,4 m/s. Presiunea lanţurilor pe front se realizează prin plasarea corespunzătoare a capului de acţionare şi a capului de întindere

Agregatul a fost experimentat timp scurt, aşa că încercările nu sînt concludente. Intr-un front de 150 m lungime, în strat de 60 cm, la o înclinare de 10—20^0 s-a realizat o producţie de 15 t/h.

Pe un principiu deosebit funcţionează „ferăstrăul de cărbune" al firmei „Neuburg". Acesta este compus din cîteva elemente legate între ele, prevăzute fiecare cu cîte un lanţ cu 12 cuţite. Elementele nu au motor propriu, lanţurile fiind puse în mişcare cu ajutorul unui cablu, de la extremitatea abatajului. Un al doilea cablu asigură deplasarea organului tăietor în lungul abatajului. Viteza de deplasare a acestuia este de cca. 1 m/s, aşa că se execută peste 20 drumuri dus-întors pe oră, într-un abataj de 80 m lungime. Pătrunderea în material a organului tăietor este de 2—3 cm, aşa că într-o oră el înaintează cu cca. 0,5 m. Acest agregat a fost introdus în mina Dalhausen, din R. F. Germană, într-un front de 86 m lungime. El a condus la creşterea producţiei cu peste 100% şi a productivităţii în abataj cu cca. 40%, ajungîndu-se la 5 t/post.

★

Avantajele evidente pe care le prezintă în cele mai multe cazuri folosirea agregatelor complexe de tăiat şi încărcat din abataje au făcut ca, în toate statele cu o industrie carboniferă dezvoltată, să se manifeste, după al doilea război mondial, tendinţa de extindere a metodelor de exploatare mecanizată, care să asigure o creştere considerabilă a productivităţii muncii în subteran.

In ţările capitaliste aceste tendinţe se explică prin faptul că salariile muncitorilor minieri sînt apreciabil mai ridicate decît în alte ramuri industriale. Spre exemplu, în S.U.A., ele depăşesc cu 33% salariile medii ale muncitorilor din celelalte industrii, iar ponderea lor în cadrul cheltuielilor de producţie se ridică la 60%.

Acţionînd pentru realizarea profiturilor maxime, capitaliştii caută să introducă mecanizarea muncilor subterane, în cazul în care pe această cale pot asigura sporirea rentabilităţii întreprinderilor miniere. Costul ridicat al utilajului necesar pentru mecanizarea complexă a exploatării cărbunelui reprezintă însă o frînă puternică în dezvoltarea acesteia în ţările capitaliste.

Cu totul altfel se pune problema introducerii tehnicii noi în exploatările carbonifere din U.R.S.S. şi din celelalte ţări ale lagărului socialist. Atît necesitatea creşterii continui a productivităţii muncii, destinată să creieze belşugul de produse necesar satisfacerii maximale a nevoilor oamenilor muncii, cît şi grija pentru crearea unor condiţii mai bune de muncă şi pentru înlăturarea lucrărilor manuale grele şi periculoase, impun introducerea în măsura cea mai largă a maşinilor care să asigure mecanizarea complexă a tuturor operaţiilor din mine. Bine înţeles că, printre maşinile destinate diferitelor lucrări miniere, o atenţie deosebită s-a dat în U.R.S.S. maşinilor destinate să execute tăierea şi încărcarea cărbunilor în abataje, pe de o parte datorită influenţei însemnate pe care o are creşterea productivităţii muncii în abataje asupra productivităţii pe mină, iar pe de altă parte pentru că astfel se elimină operaţiile grele manuale din abataj. Puternica industrie sovietică a construcţiilor de maşini constituie o bază materială capabilă să furnizeze industriei extractive în cantitate suficientă, cele mai perfecţionate tipuri de maşini miniere, pe care le proiectează o serie de institute de specialitate.

In aceste condiţii, Uniunea Sovietică a depăşit încă din anul 1950 toate ţările capitaliste, în ceea ce priveşte folosirea maşinilor complexe pentru tăierea şi încărcarea cărbunelui. In anul 1952 (perioada cea mai recentă în care am dispus de date comparabile), cantitatea de cărbune extras cu ajutorul combinelor şi plugurilor reprezenta, din totalul extracţiei:

In bazinul Doneţului (U.R.S.S.)	24 %
In Olanda	15,3%
In bazinul East Midlands (Anglia) . . .	11,7%
In Silezia (R. P. Polonă)	9,7%
In Ruhr (R. F. Germană).	5,4%

In acelaşi timp, în S.U.A. producţia extrasă cu maşini complexe deabia depăşea 2%, iar în Franţa era sub 1% din întreaga producţie.

Rezultatele mai importante ale introducerii mecanizării complexe şi tendinţele de dezvoltare şi perfecţionare ale metodelor respective, în principalele ţări producătoare de cărbuni sînt următoarele:

1) *In U.R.S.S.* industria carboniferă s-a dezvoltat extrem de rapid. De la producţia de 29 milioane t cărbuni, realizată în Rusia ţaristă în anul 1913, s-a ajuns la 166 milioane t în anul 1940; 261 milioane t în anul 1950 şi 391 milioane t în anul 1955. Pentru atingerea acestor rezultate s-au construit continuu mine noi şi s-au dezvoltat cele existente, iar concomitent s-au folosit din plin cele mai noi cuceriri ale tehnicii. In cursul celui de-al cincilea cincinal (1951—1955) s-au pus în exploatare 95 de mine noi de mare capacitate şi s-au creeat peste 2 000 de tipuri noi de utilaje miniere diferite. In anul 1955 lucrau în minele sovietice de cărbuni peste 1 000 combine şi 2 600 maşini de încărcat. Cu ajutorul acestor maşini, la sfîrşitul anului 1954 operaţiile de tăiere şi încărcare erau mecanizate complex în proporţie medie de 32%.

Pe bazine, situaţia se prezintă astfel:

a) *In bazinul Karaganda* producţia a crescut de la 4 400 t/zi, în anul 1950, la 8 750 t/zi, în anul 1955. In acest interval productivitatea a crescut cu 53,6%. Mecanizarea complexă se bazează pe combina „Donbass-1“. Introducerea acestei maşini a început în anul 1951 şi după doi ani exploatarea stratelor cu grosimi de 0,9—2 m se făcea exclusiv cu ajutorul acestei maşini. Productivitatea combinelor atinge 15 000—20 000 t/lună, excepţional chiar 25 000 t/lună. In acest fel nivelul mecanizării complexe a atins cca. 65% în anul 1954. Insă în stratul „Verhniaia Mariana“ care dă cam 30% din întreaga producţie a bazinului Karaganda, nu s-a putut mecaniza în proporţie mulţumitoare încărcarea, din cauză că acest strat are o grosime de 2,5—3 m, aşa că nu este posibil să se folosească combina „Donbass 1“. Din acest motiv s-a proiectat o combină specială (Donbass 4), a cărei experimentare a dat rezultate pe deplin satisfăcătoare. In anul 1955 s-au fabricat 25 asemenea maşini, aşa încît în anul curent nivelul mecanizării complexe în bazinul Karaganda, se va ridica la cca. 80%.

b) *Bazinul Kuzneţk* ocupă locul al doilea în ceea ce priveşte nivelul mecanizării complexe în abataj. In anul 1954 acest nivel a fost de 58%, folosindu-se cca. 100 combine „Donbass 1“, cu o productivitate medie de 8 130 t/lună-maşină. Extinderea pe mai departe a combinei „Donbass 1“ este împiedicată şi în acest bazin de grosimea mare a stratelor. Peste jumătate din producţie se obţine din strate de peste 3,5 m grosime, în care abatarea cărbunelui se face cu maşini de havat şi explozivi, iar încărcarea cu maşini de încărcat, cu braţe şi cu cupe. Se experimentează maşini specifice pentru mecanizarea complexă a exploatării stratelor groase, de care depinde în esenţă ridicarea productivităţii pe întregul bazin.

c) *Bazinul Doneţului* este în prezent cel mai important bazin de cărbuni din Uniunea Sovietică, furnizînd cam 50% din întreaga producţie de cărbuni a U.R.S.S. Şi în acest bazin s-a introdus pe scară largă combina „Donbass 1“. Ea a asigurat o creştere a producţiei de 56% şi a productivităţii muncii de 15,6%, în ultimii 4 ani. Extinderea pe mai departe a întrebuinţării acestei maşini nu este posibilă, pentrucă în bazin se întîlnesc numeroase strate subţiri (sub 70 cm). De asemenea nu s-au obţinut rezultate pe deplin mulţumitoare prin introducerea combinei „Donbass“ în stratele neregulate, de grosime variabilă. Pentru aceste condiţii s-au imaginat şi experimentat combine specifice, dintre care unele au început să se folosească pe scară industrială.

d) *In bazinul de la sudul Moscovei* s-au obţinut de asemenea succese prin mecanizare. Faţă de anul 1940, în anul 1955, numărul maşinilor de havat a crescut de 2,7 ori, iar al maşinilor de încărcat de 12 ori. Ca urmare, s-a obţinut o creştere a producţiei de 2,5 ori, şi a productivităţii cu 32%. Nivelul mecanizării complexe în abataje a atins 33%, din care prin combine 6%, iar restul prin mașini de havat, explozivi și mașini de încărcat. Totuși, în acest bazin, productivitatea a crescut mult mai puțin prin introducerea combinelor decît în celelalte bazine de cărbuni din U.R.S.S. Astfel, în trustul „Krasnoarmeiskugoli", productivitatea care se obține cu combina este de 140 t/om-lună, față de 113 t/om-lună, cît se realizează cu încărcarea manuală. Această situație se datorește faptului că mașinile „Donbass" și „Gorniak", introduse în bazinul Moscovei, s-au dovedit necorespunzătoare condițiilor geologice, în special pentru stratele cu înclinare mare. Combina KKP și alte tipuri de mașini, experimentate cu succes cu cîțiva ani în urmă, nu au fost încă puse la punct pentru a se trece la fabricarea lor în serie.

2) *Olanda* a atins cel mai ridicat nivel în ceea ce privește mecanizarea complexă a tăierii și încărcării în abataj, dintre toate țările Europei de vest. La începutul anului 1954 acest nivel era de 18,7%. Mecanizarea complexă se realizează aproape exclusiv cu ajutorul plugurilor de cărbune, care asigură o productivitate a muncii în abataj de peste 7 t/post. Restul producției de cărbuni se obține prin depilare cu ciocanul de abataj. Datorită friabilității cărbunilor, această metodă conduce la rezultate mulțumitoare, productivitatea muncii pe mină atinge în medie 1,4 t/post. Trebuie ținut seamă că acest indice este influențat favorabil și de concentrarea accentuată a producției. Un număr de 12 mine furnizează 12,5 milioane t pe an, din care 8 milioane t se obțin din 4 mine.

3. *In Anglia,* din cele 213 milioane t cărbune extrase în anul 1954, s-au abatat prin combine și pluguri, cca. 19 milioane t, sau 8%. Cea mai mare parte a minelor folosesc încă mașini de havat și explozivi. Cărbunii de tărie mare caracterizează zăcămintele din Anglia și au condus la o largă răspîndire a mașinilor de havat. In prezent sînt folosite cca. 8 500 mașini de havat, ceea ce revine în medie la 10 mașini de fiecare mină.

Productivitatea a crescut apreciabil prin introducerea combinelor și a plugurilor. Folosirea acestor mașini s-a răspîndit, mai ales în bazinul East Midlands, unde cărbunele abatat prin mijloace complexe reprezenta în anul 1954 cca. 11% din totalul cărbunelui extras.

Tipurile de combine folosite în minele engleze sînt foarte variate. Ele se întîlnesc însă în puține exemplare. Cea mai răspîndită este combina „Meco-Moore". Sînt în funcție 118 asemenea mașini și ele taie 83% din cărbunele abatat prin combine și pluguri. Folosirea combinei „Meco-Moore" a ridicat productivitatea în abataje la 6,5—7,5 t/post. Rezultate similare s-au obținut cu combina „Gloster Gotter", din care se folosesc însă numai 11 buc. Rezultate și mai bune au dat: plugurile (pînă la 10 t/post) și combina Trepanner (12—14 t/post). Se experimentează și pluguri percutante.

4. *In R. P. Polonă* stratele au înclinări foarte variate și se prezintă de multe ori în condiții geologice defavorabile. Producția anuală s-a ridicat la 92 milioane t în anul 1954 și a fost realizată în proporție de cca. 76% din abataje. Datorită condițiilor grele de zăcămînt, 39% din producția rezultată din abataje s-a obținut din abataje cameră, în care folosirea havajului nu dă rezultate apreciabile. In R. P. Polonă, în abatajele cameră se folosește tăierea cu explozivi, direct pe transportorul din abataj. Restul producției se obține din abataje cu front lung de o lungime deosebit de mare. Numai 3% din acestea au sub 100 m, pe cînd 26% depășesc chiar 250 m. In aceste abataje se folosește de regulă havajul, fiind necesare 2—4 mașini de havat într-un front.

Există preocupare pentru mecanizarea complexă. Se folosesc combine sovietice „Donbass", combine similare de fabricație poloneză și se aplică hidromecanizarea. Se experimentează și agregate complexe de tăiere și încărcare, care disloca rocile prin percuție.

Prin mașini complexe s-a extras aproape 10% din producție în anii 1952—1953, cantitatea de cărbune abatată și încărcată prin mijloace mecanice (inclusiv mașini de încărcat) reprezintă 12% din producția totală.

5. *In Germania de Vest* cel mai obișnuit mijloc de mecanizare a tăierii continuă să fie ciocanul de abataj. 50% din producție se obține exclusiv cu ciocane de abataj, iar 29% cu explozivi și ciocane de abataj. Aceste metode sînt singurele folosite la stratele cu înclinări mari, dar sînt răspîndite și în cazul înclinărilor mici.

Deși combinele se experimentează încă din 1938, ele nu s-au introdus pe scară largă. In martie 1954 funcționau numai două combine: una cu organ de tăiere tip freză (fabricat Korfmann) și una cu brațe de contur (tip Cuylen).

O răspîndire apreciabilă au luat însă plugurile, a căror folosire s-a extins de la 14 abataje în anul 1949, la 68 abataje în anul 1954. Producția obținută în 1954 cu pluguri și combine a reprezentat 6,3% din producția totală. Cam aceeași pondere în producția totală o reprezintă și cea obținută prin havaj și explozivi. In perioada amintită, din cele 350 mașini de havat existente, se foloseau efectiv numai 70.

6. *S.U.A.* au în prezent cea mai ridicată capacitate de producție de cărbuni din toate țările. Capacitatea celor 8 700 mine existente se ridică la cca. 750 milioane t pe an. Cu toate acestea, producția realizată anual nu a depășit pînă în prezent 640 milioane tone, datorită crizelor periodice de supra-producție și deselor greve ale minerilor. Cam 3/4 din producție se obține prin lucrări subterane, iar restul din exploatări la zi. Condițiile geologice sînt favorabile: strate de grosime potrivită, în medie 1,6 m, înclinare mică, culcușuri și acoperișuri foarte stabile. Rezervele foarte mari și urmărirea unei rentabilități maxime au condus la exploatarea numai a stratului superior din zăcăminte, la dezvoltarea cu prioritate a minelor de mică adîncime și la folosirea unor metode de mare productivitate, însă care conduc la pierderi mari de cărbune în zăcămînt. Din cărbunele extras din abataje, 95% se obține folosind metode de exploatare cu fronturi scurte. Pierderile de cărbune în zăcămînt depășesc 30% din rezervele exploatate.

Tăierea este mecanizată în proporție de 93%. Se folosesc în special mașini de havat pentru front scurt și mașini de havat universale, de mare putere și construcție robustă. In prezent se află în funcție cca. 14 000 mașini de havat, care taie în medie cîte 3 000 t cărbuni pe an. Există tendința de ridicare a productivității acestor mașini, prin mărirea vitezei de înaintare și a lungimii brațului.

Incărcarea se face în largă măsură mecanic. Se folosesc încărcătoare „cioc de rață", mașini de încărcat cu cupă și cu palete. In anul 1954 erau în funcție 840 încărcătoare „cioc de rață" și 4 133 mașini de încărcat, cu ajutorul cărora se încărca cca 69% din întreaga producție de cărbune.

Combinele au început să se experimenteze din 1948. In anul 1954 erau în funcție 320 combine, cu ajutorul cărora s-au abatat și încărcat 3,4% din producția totală de cărbune. Sînt mai răspîndite combinele tip „Colmol" și „Continuous Miner", în diferite variante. Caracteristice pentru combinele americane, ca și pentru mașinile de havat și de încărcat din această țară, sînt dimensiunile mari, capacitatea ridicată de producție și marea lor mobilitate. Cea mai mare parte din aceste mașini sînt montate pe șenile sau roți pneumatice, ceea ce ușurează folosirea lor în abatajele cu front scurt, dar nu permite lucrul în strate cu înclinări mai mari de cîteva grade.

In ultimii ani se încearcă cu succes și exploatarea prin mașini de forat, în stratele mai subțiri. Sînt în funcție 12 asemenea mașini.

Productivitatea muncii în minele americane este deosebit de ridicată. In anul 1954 productivitatea medie pe mină a depășit 7 t/post, în unele mine înregistrîndu-se chiar peste 15 t/post. Totuși, datorită numărului mic de zile de lucru pe an (sub 200), productivitatea anuală rămîne cuprinsă numai între 1 100—1 400 t/muncitor. Productivitatea în abataj este aproximativ dublă față de productivitatea pe mină.

Nivelul productivității muncii în minele americane se datorește în special condițiilor geologice favorabile și rezervelor mari, care permit aplicarea unor metode specifice de exploatare, folosirea unor mașini de mare productivitate și reducerea la minimum a lucrărilor auxiliare. Aceste rezultate au tentat pe unii proprietari de mine din Anglia și Olanda să încerce aplicarea metodelor de exploatare folosite în S.U.A. Lipsind însă condițiile geologice corespunzătoare, încercările n-au avut succes, dovedindu-se că exploatarea cu fronturi scurte nu este rațională în cazul acoperișurilor slabe.

7. *Franța* este serios rămasă în urmă în privința mecanizării complexe față de celelalte țări care dispun de rezerve însemnate de cărbuni. S-au făcut încercări cu tot felul de mașini moderne, pluguri și mașini de havat cu brațe curbe și încărcător propriu, de fabricație germană, combine engleze și mașini de forat americane. Deși aceste încercări au arătat evidentele avantaje economice ale utilajului minier modern, dificultăți geologice și degajările puternice de metan au împiedicat extinderea lor.

8. Dintre țările cu o producție relativ mai mică de cărbune, trebuie remarcate eforturile deosebite făcute în direcția mecanizării în *R. P. Ungară.* In această țară se exploatează huilă, în strate cu înclinare de 45—70° și 6—10 m grosime, cărbuni bruni, în strate cu înclinări de 5—20° și ligniți, în strate groase și aproape orizontale.

In anul 1954 erau în funcție numai 3 combine „Donbass“, o mașină de havat, 8 mașini de încărcat cu cupe, etc. O răspîndire largă au încă procedeele de abataj cu explozivi și cu ciocanul de abataj.

Totuși constructorii maghiari au propus și realizat experimental cîteva tipuri de mașini destinate mecanizării complexe, de concepție nouă, dintre care cităm: combina „F 4“ (Ajtay), destinată lucrărilor de pregătire ca și abatajelor cu front scurt în strate groase; combina „Petőfi“, care folosește principiul havajului integral, al combinelor tip „Continuous Minner“, dar este adaptată pentru abataje cu front lung; agregatul format din plug și brațe de havaj, etc.

Situația în exploatările de cărbuni din R.P.R.

In conformitate cu principiul dezvoltării cu prioritate a industriei grele, și în special a acelor ramuri care dispun de o bază de materii prime în țară, în anii puterii populare producția de cărbuni a țării noastre a crescut considerabil (2,8 milioane t în 1938; 3,9 milioane t în 1950; 6,2 milioane t în 1955).

Creșterea producției s-a realizat în special prin reconstruirea minelor de lignit, la o capacitate de producție mult sporită și prin dezvoltarea mecanizării tăierii și transportului. In timp ce în anul 1951 cantitatea de cărbuni tăiată prin mijloace mecanice reprezenta 76,1% din totalul producției, în anul 1955 a reprezentat 86,1%.

Cel mai mult se folosesc metodele de tăiere a cărbunelui bazate pe întrebuințarea explozivilor. Perforarea găurilor se face cu perforatoare pneumatice percutante (mai ales în Valea Jiului) și cu perforatoare electrice rotative (în minele de lignit). Se folosesc perforatoare percutante de fabricație romînească, în special perforatoare ușoare de 19 kg și perforatoare rotative sovietice (EBR 19).

Mașinile de havat sînt relativ puțin răspîndite. In Valea Jiului producția obținută prin havaj reprezintă sub 2,5% din producția totală. Havajul se mai folosește la Filipeștii de Pădure, Derna, Sărmășag, Doicești, Șorecani. Se folosesc mașini moderne, preferîndu-se tipurile ușoare: GTK 35 (sovietică); WLE 40 (poloneză), AB 12 (engleză). In Valea Jiului în stratele 8, 9, 15 și 18 de la Lupeni și Vulcan a dat mai bune rezultate mașina sovietică MV 60, datorită puterii sale ridicate, necesară pentru tăierea intercalațiilor tari.

Ciocanul de abataj este destul de răspîndit. Se folosește în special ciocanul de abataj romînesc, de 15 kg, atît pentru depilare, în cazurile în care emanațiile puternice de metan și dificultățile de aeraj împiedică întrebuințarea explozivilor, cît și pentru sfărîmarea blocurilor, în vederea încărcării, în cazul celorlalte metode de tăiere.

Incărcarea se face în cele mai multe cazuri manual, pe transportoare cu raclete sau oscilante. In Valea Jiului s-a extins metoda pușcării direct pe transportorul blindat, care asigură încărcarea a 60—70% din producție fără efort din partea muncitorilor.

In cîteva rînduri s-au experimentat și diferite modele străine și originale de mașini de încărcat, fără să se tragă concluzii definitive asupra folosirii lor.

Mecanizarea complexă s-a început în anul 1951, prin introducerea cîtorva combine ‚Donbass 1“, în minele Filipeștii de Pădure, Vulcan, Lupeni și Godeni. Rezultatele obținute pînă în prezent nu au corespuns așteptărilor, din cauză că transportul și susținerea nu au fost organizate spre a se desfășura în același ritm cu tăierea. De asemenea puterea motorului combinei s-a dovedit insuficientă în zonele cu intercalații tari de sferosiderită din Valea Jiului, iar arborele (ștanga) cu discuri nu a reușit să sfărîme suficient blocurile de cărbune pentru a fi transportate de încărcătorul combinei, în minele de lignit.

In prezent minele de cărbuni din R.P.R. dispun în total de 44 mașini de havat, 6 combine „Donbass“, 3 657 ciocane de abataj, 2 376 perforatoare percutante și 566 perforatoare rotative.

Nivelul atins de mecanizarea tăierii și încărcării în abataj este încă departe de a corespunde tehnicii moderne, mijloacelor cu care au fost dotate minele și sarcinilor de sporire a producției, în special în ceea ce privește cărbunele cocsificabil. In documentele Congresului al doilea al P.M.R. a fost aspru criticată industria cărbunelui pentru faptul că, datorită lipsei de preocupare pentru buna folosire a utilajelor, pentru introducerea mecanizării complexe și pentru extinderea metodelor avansate de exploatare, productivitatea muncii a scăzut în cursul primului cincinal.

Pînă în prezent, s-a făcut însă prea puțin pentru studierea perseverentă a mijloacelor celor mai noi de mecanizare a tăierii și adaptării lor la condițiile zăcămintelor. Lipsa de preocupare a multor ingineri și tehnicieni pentru această problemă rezultă și din faptul că, unele încercări — pe deplin reușite — de introducere a unor utilaje moderne, nu au fost urmate de extinderea întrebuințării lor.

Incă în anul 1951 s-a dovedit experimental la mina *Aninoasa,* superioritatea metodei de exploatare a stratelor subțiri cu înclinare mare (45—50°) și acoperiș destul de rezistent, prin fronturi lungi, cu folosirea mașinii de havat, față de exploatarea în trepte răsturnate — atît în ceea ce privește productivitatea muncii, cît și în privința prețului de cost. De asemenea, s-a dovedit pe deplin justificată introducerea perforatoarelor rotative pentru perforarea găurilor de mină în cărbune.

Totuşi, aceste mijloace tehnice nu s-au extins nici pînă în prezent.

Şi la unele mine de lignit s-a făcut simţită lipsa de interes pentru mijloacele mecanice de tăiere în abataj, înregistrîndu-se uneori adevărate regrese. Astfel, încă din anul 1950, s-a introdus la Filipeştii de Pădure maşina de havat în abatajele cu front lung. In 1952, aproape toate fronturile lungi, existente la această întreprindere erau echipate cu maşini de havat, care tăiau cu regularitate o fîşie pe zi. Inaintarea lunară a fronturilor era de 18—22 m, iar producţia realizată de o maşină de havat era de circa 1 800 t/lună. Deşi, între timp, mina a fost dotată cu maşini de havat din cele mai moderne, organizarea defectuoasă a producţiei a compromis exploatarea ciclică.

Introducerea combinelor în minele din ţara noastră se „încearcă“ încă din anul 1952. La aceasta a contribuit desigur, faptul că această problemă nu a fost temeinic studiată, iar combinele „Donbass“ s-au introdus în locuri în mare măsură nepotrivite pentru acest tip de maşină. In anii 1952—1954, combina „Donbass“ s-a încercat în abataje de două ori mai înalte decît organul lor tăietor, obligînd deci să se combine tăierea mecanică cu cea manuală. In afară de aceasta, lungimea iraţional de scurtă a fronturilor şi susţinerea în lemn slab organizată a spaţiului excavat, au creeat dificultăţi serioase, care au împiedicat o experimentare ştiinţifică. Trebuie remarcat şi faptul că, timp îndelungat, experimentarea combinelor „Donbass“ s-a făcut de către fostul I.C.E.C. — fără să aibă o temă precisă a încercărilor, fără personal propriu.

Una din cauzele fundamentale care au condus la actuala atitudine faţă de procedeele moderne de tăiere, este rămînerea în urmă a cunoştinţelor tehnice ale multor ingineri şi tehnicieni din exploatările noastre. Sînt încă ingineri minieri care nu cunosc chestiuni teoretice elementare, în legătură cu folosirea perforatoarelor şi maşinilor de havat, precum: sensul corect în care trebuie efectuată havarea, condiţiile stabilităţii maşinii de havat în front, factori care influenţează productivitatea maşinilor, etc. Şi mai mulţi sînt cei care nu cunosc în detaliu realizările tehnicii noi în domeniul tăierii cărbunelui. Mulţi tehnicieni consideră că succesele obţinute în străinătate în domeniul mecanizării complexe se datoresc unor condiţii speciale, existente acolo, şi că metodele respective nu s-ar putea extinde şi la noi. In sfîrşit, unii ingineri minieri lasă problema mecanizării exclusiv în seama sectorului mecanicului şef, care poate cel mult să asigure menţinerea maşinilor în stare de funcţiune, dar nu şi obţinerea rezultatelor tehnico-economice optime — de la aceste maşini.

Fostul minister al industriei cărbunelui, ca şi secţia de specialitate A.S.I.T. a încercat să creeze interesul pentru tehnica nouă, organizînd consfătuiri, conferinţe etc. In anul 1953 s-a organizat chiar un curs special pentru instruirea inginerilor şi tehnicienilor de la minele de cărbuni, asupra utilajelor miniere moderne. Aceste acţiuni au fost însă superficiale şi lipsite de perseverenţă. Nici pînă în prezent nu au fost difuzate instrucţiuni detaliate în limba romînă, privind folosirea tuturor utilajelor moderne cu care au fost dotate minele noastre. „Revista Minelor“ nu a informat sistematic cititorii săi asupra maşinilor noi realizate în străinătate, performanţelor acestora şi rezultatelor obţinute în ţara noastră.

Institutele noastre de învăţămînt superior încă nu au reuşit nici ele să aibă un curs tipărit de maşini miniere de tăiat, în limba romînă.

Scăderea productivităţii muncii în Valea Jiului se explică în parte printr-o serie de dificultăţi obiective, provocate de denivelarea exploatării între diferite blocuri şi strate, creeată în decursul timpului. Denivelările impun în prezent forţarea exploatării zonelor mai dificile şi stratelor mai subţiri, precum şi un sistem de transport complicat, la multe orizonturi, care prezintă numeroase locuri înguste. Acestor dificultăţi obiective li se adaugă strangulări datorite unor lipsuri în organizarea şi tehnica susţinerii, rambleerii, alimentării cu aer comprimat, etc.

In situaţia existentă, una din căile principale care stau la dispoziţie pentru a asigura o creştere simţitoare a productivităţii muncii în Valea Jiului o constituie introducerea unor metode avansate de exploatare, bazate pe mecanizarea complexă a tăierii şi încărcării.

In stratele groase, exploatate în felii orizontale cu fronturi scurte, trebuie avute în vedere maşinile de tipul „Continuous Miner“. In stratele subţiri, (8, 9, 15 şi 18), acolo unde înclinarea este relativ mică (Lupeni, Vulcan) este necesar să se extindă folosirea combinelor „Donbass 1“ sau a altor combine cu braţe de contur sau de havaj, încercîndu-se puşcarea prealabilă de zguduire. Pentru ca introducerea acestor maşini să dea rezultate economice satisfăcătoare, se impune mărirea considerabilă a lungimii fronturilor de abataj, pînă la lungimea maximă pe care combinele o pot tăia în stratele respective în două schimburi. In prezent lungimea abatajelor în Valea Jiului nu trece de 120 m şi în medie este mult mai redusă.

Creşterea considerabilă a productivităţii în abataj, care se poate obţine prin mecanizarea complexă, poate permite concentrarea producţiei într-un număr redus de fronturi de lucru. Această concentrare are avantajul de a simplifica organizarea transportului şi de a reduce lungimea galeriilor de transport deci şi volumul lucrărilor de întreţinere necesare. In acest mod se poate conta şi pe o sporire a productivităţii muncii pe subteran care va putea soluţiona — cel puţin parţial — problema lipsei forţelor de muncă din Valea Jiului.

In stratele subţiri din bazinele Şorecani şi Comăneşti se întrevede posibilitatea folosirii plugurilor scraper sau a plugurilor multiple. Faptul că la Şorecani s-a aplicat cu succes atît maşina de havat, cît şi scraperul, confirmă această posibilitate.

Mecanizarea complexă a lucrărilor de abataj în lignit întîmpină cele mai mari dificultăţi, datorită particularităţilor fizico-mecanice ale lignitului, în special plasticităţii acestuia, precum şi faptului că zăcămintele de lignit din ţara noastră au în general roci slabe în culcuş şi acoperiş. Lipsa de friabilitate a lignitului a constituit principala dificultate în încercările de tăiere a acestuia cu combina „Donbass“. Organele de tăiere şi sfărîmare ale maşinii au reuşit să efectueze tăieturi în lignit, fără ca părţile tăiate să se sfărîme întotdeauna. Din acest motiv s-au produs frecări sporite între organele tăietoare şi rocă, mărind inutil consumul de energie şi supraîncărcînd motorul maşinii.

Intrucît tăierea lignitului nu provoacă dificultăţi deosebite, aşa cum o dovedeşte reuşita havajului în minele de lignit, este de presupus că se pot obţine rezultate mai bune prin folosirea combinelor cu sfărîmare completă, în special a celor concepute pentru abataje cu front lung, precum combinele „Anderton“, „Trepanner“, sau „Petöfi“. Combina „Anderton“, care se deplasează lateral, prin fîşia exploatată anterior şi al cărei organ tăietor pătrunde în zăcămînt pe numai 400—550 mm, pare să prezinte avantaje în condiţiile acoperişurilor slabe. Introducerea acestor maşini conduce însă la o accentuată sfărîmare a cărbunilor. Puterea calorifică a lignitului de granulaţie mică este considerabil mai redusă decît a blocurilor de lignit. Acest fapt se datoreşte amestecării cărbunelui mărunt cu sterilul, care se găseşte pe vatră, aşa că nu există motive care să îndreptăţească temerea că havajul integral ar conduce la o reducere a puterii calorifice medii a lignitului. Se poate conta totuşi pe o reducere a valorii economice a lignitului obţinut, ştiut fiind că lignitul mărunt nu arde în condiţii mulţumitoare pe grătare industriale fixe şi nici în sobe.

Este deci necesar ca, în timp ce se vor continua încercările sistematice cu combina „Donbass“ în lignit, să se încerce şi combine cu sfărîmare completă.

Pentru a se obţine rezultate mulţumitoare, este necesar să se mărească lungimea abatajelor, să se introducă susţinerea metalică şi să se organizeze corespunzător transportul.

Sporirea producţiei, productivităţii muncii şi reducerea preţului de cost care s-ar obţine în cazul reuşitei aplicării combinelor de cărbuni în exploatările de lignit sînt de natură să rezolve în mare măsură problema cărbunilor energetici în ţara noastră. Din acest motiv este necesar să se organizeze încercări sistematice ale acestor maşini.

Bibliografie

Başkov A. I.: „Mehanizatia trudoemkîh i tiajelîh rabot“, nr. 4/1955. — Mecanizarea exploatării cărbunelui în R. P. Ungară.

Başkov A. I.: „Mehanizatia trudoemkîh i tiajelîh rabot“, nr. 7/1955. — Combina „Donbass 2“.

Ciudovski Iu. A.: „Mehanizatia trudoemkîh i tiajelîh rabot“, nr. 7/1954. — Eficacitatea mecanizării în mina 1 Celiuskinţev.

Glebe E.: „Glückauf“, nr. 37-38/1954. — Progresul tehnic la expoziţia minieră germană din Essen, 1954.

Goy W.: „Bergbautechnik“, nr. 3/1955. — Mecanizarea abatării prin pluguri de cărbune.

Heinrich R.: „Bergbautechnik“, nr. 6/1955. — Mecanizarea tăierii în strate subţiri şi frămîntate.

Kamarov N. I.: „Mehanizatia“, nr. 8/1955. — Incercarea combinei „UKMG“ în strate subţiri.

Liuboşcinski D. M.: „Mehanizatia“, nr. 10/1955. — Aplicarea combinei „Donbass 4“ în minele din Karaganda.

Merkel D. H.: „Glückauf“, nr. 1—2/1956. — Incercări de exploatare cu „Continuous Miner“.

Opolski T.: „Bergbautechnik“, nr. 10/1955. — Progrese în domeniul mecanizării în minele poloneze de cărbuni.

Pelzer A.: „Glückauf“, nr. 19—20/1954. — Introducerea şi extinderea combinelor în străinătate.

Piramonov V. I.: „Mehanizatia“, nr. 8/1955. — Mecanizarea abatării în minele din Anglia.

Romberg H.: „Glückauf“, nr. 35—36/1954. — Transportorul tăietor, un nou agregat pentru mecanizarea complexă a tăierii cărbunelui.

Sander: „Glückauf“, nr. 7/1956. — Tăierea mecanică în lucrările de pregătire şi în abatajele cameră.

Stugarev A. S.: „Mehanizatia“, nr. 7/1955. — Dezvoltarea industriei cărbunelui în R. P. Polonă.

Sudoplatov A. P.: „Ugoli“, nr. 1/1956. — Producţia de cărbune în S.U.A.

Topciev A. V.: „Mehanizatia“, nr. 5/1955. — Mecanizarea extracţiei cărbunelui în Germania de Vest, Anglia şi Olanda.

Topciev A. V.: „Masteruglia“, nr. 6/1955. — Dezvoltarea mecanizării complexe.

Vasilenko S. I.: „Mehanizatia“, nr. 4/1955. — Raportul de exploatare al combinei „Sahtior 1“.

(Colaboratori: *Lindenau, Tighiarenko, Isaiev, Permiakov, Belov, Inozemţev, Starostin, Merkurov*): „Mehanizatia“, nr. 9, 10 şi 11/1955 şi 1/1956. — Realizări în domeniul mecanizării compleze a tăierii cărbunelui (Kuzbass, Krasnoarmeisk, Tula, Donbass, Karaganda, Peciorsk, bazinul Moscovei).

* * * : „Mining Congress Journal“, nr. 7/1954. — Combina cu discuri „Anderton“.

* * * : „Analles des Mines de Belgique“, nr. 5/1954. — Combina „Valantin“.

* * * : „Mining Cogress Journal“, nr. 7/1954. — Combină formată din maşină de havat şi ciocane de abataj.

Tendinţele actuale privind utilizarea energiei electrice în exploatările miniere moderne

Ing. **Buzatu Corneliu**
Lector, Institutul de Mine—Bucureşti

1. **Mecanizarea intensă şi pe cît posibil automatizarea** proceselor de producţie reprezintă o garanţie a creşterii producţiei şi a calităţii ei, precum şi a creşterii productivităţii muncii. Unul din factorii cei mai de seamă care asigură, în condiţii economice, tehnice şi de securitate, posibilitatea realizării unei mecanizări şi automatizări, a diferitelor procese de producţie, este fără îndoială electrificarea.

De aceea, o mină modernă nu mai poate fi concepută fără o electrificare aproape integrală. Dacă cu ani în urmă energia electrică pătrundea timid în exploatările miniere, mai ales în subteran unde pericolele pe care le prezenta şi anume pericolul de electrocutare, de incendiu şi de explozie a metanului, o făceau de temut, astăzi datorită progreselor tehnice ale utilajelor şi instalaţiilor electrice, ea a devenit cel mai preţios sprijin al minerului.

In prezent marea majoritate a instalaţiilor miniere (suprafaţă şi subteran) sînt electrificate direct sau indirect (prin alimentare cu aer comprimat produs în apropierea locului de lucru cu ajutorul compresoarelor electrice) şi reprezintă consumatori importanţi cu puteri din ce în ce mai mari.

De exemplu puterea pompelor de evacuarea apelor ajunge astăzi la 1500 kW pe unitate; în abataje, maşinile moderne cer puteri pînă la 65 kW şi chiar 120 kW pe unitate. Puterea cerută de transportoare a ajuns la 220 kW şi se întrevăd puteri de ordinul a 1.100 kW. Troliile folosite la mecanizarea abatajelor absorb o putere de 100 kW cu tendinţa de a ajunge la 220 kW etc.

Prin electrificarea tuturor receptoarelor, se tinde la suprimarea reţelei de distribuţie de aer comprimat. Aerul comprimat este păstrat doar pentru rambleajul pneumatic, acolo unde minele nu renunţă la el şi pentru ciocanul de abataj şi perforatorul pneumatic unde alimentarea directă cu energie electrică nu a dat încă rezultate corespunzătoare. Se consideră că în felul acesta se obţine soluţia cea mai economică deoarece energia electrică costă cu de $5 \div 10$ ori mai puţin decît energia pneumatică.

Unii tehnicieni, nu par a fi convinşi că electrificarea integrală şi suprimarea reţelei de distribuţie de aer comprimat reprezintă soluţia cea mai economică (problema se pune în special la minele vechi care au o instalaţie dezvoltată de aer comprimat) şi mai întreţin încă vechea discuţie: energie electrică sau aer comprimat? Să analizăm care sînt obiecţiile ce se aduc electrificării.

Electrificarea este defavorizată de o serie de factori cum sînt:

1) prezenţa gazelor explozive. In viitor prin îmbunătăţirea aerajului şi detectorilor de metan şi evident prin progresul continuu al utilajelor, şi în special al construcţiilor antigrizutoase, aceasta nu va mai fi o piedică;

2) unele condiţii locale speciale: umiditatea excesivă, agenţi corozivi, o temperatură ridicată a mediului înconjurător. Progresul utilajelor şi instalaţiilor de răcire a aerului din mină exclud acest neajuns;

3) unele întreprinderi consideră că nu pot renunţa în anumite cazuri la uneltele percutante şi la rambleeajul pneumatic;

4) instalaţia de aer comprimat se pretează la îmbunătăţiri. Se întrevăd chiar centrale de aer comprimat pentru alimentarea mai multor mine.

In schimb electrificarea este cerută cu insistenţă de următorii factori:

1) mecanizarea şi automatizarea proceselor de producţie, folosind puteri pe unitate şi puteri totale pe locul de lucru care devin irealizabile prin aerul comprimat;

2) condiţiile optime de lucru create de electrificare (lipsa zgomotului şi prafului, iluminat bun) ceea ce indirect măresc productivitatea muncii şi reduc riscul de accidente;

3) întreţinerea şi comanda simplă a utilajelor;

4) preţul redus de revenire al energiei electrice şi randamentele mult mai mari ale instalaţiilor electrice;

5) progresul continu în construcţia şi în însăşi concepţia utilajelor electrice.

Faţă de cele de mai sus, mergînd net pe linia electrificării, este de cercetat, pentru minele vechi, care este gradul optim de electrificare. Se recomandă a se face un calcul economic ţinîndu-se seama în principiu de următoarele considerente: electrificarea unui receptor de aer comprimat înseamnă o economie în aer comprimat (care costă mult) însă în schimb o investiţie în utilaj electric. De remarcat că odată cu investiţiile în utilaj electric creşte puterea electrică instalată deci şi energia consumată, ceea ce face ca preţul de revenire al energiei electrice la locul de lucru să nu se modifice sensibil. Practic, dacă cheltuielile suplimentare pentru electrificare nu depăşesc, pentru fiecare 1 000 m^3 aer comprimat economisiţi anual, cam de 2,5 ori preţul aerului comprimat la intrarea în mină, se consideră că electrificarea este avantajoasă.

Calculele economice făcute arată că, în afară de utilajele cu putere mică (trolii mici, pompe submersibile, scocuri oscilante etc.), electrificarea tuturor celorlalte utilaje (transportoare de orice fel, lămpi pneumatice, maşini de abataj etc.) este avantajoasă.

Astfel la o mină care avea o reţea generală de aer comprimat cu un consum specific de 264 m^3/t şi o serie de receptoare electrice cu un consum specific de 4,6 kWh/t (fără evacuarea apelor şi transport), electrificînd majoritatea receptoarelor de aer comprimat pe considerentele de mai sus, consumurile specifice au devenit 142 m^3/t și 6,6 kW h/t, iar prețul de revenire al energiei pe tonă a scăzut cu 20%. Dacă mina ar fi fost complet electrificată, păstrînd rețeaua de aer comprimat doar pentru rambleeajul pneumatic, ciocanele de abataj fiind alimentate de la compresoare locale acționate electric, prețul de revenire al energiei pe tonă ar fi scăzut cu 36%. Avantajele electrificării, nu numai din punct de vedere tehnic, ci și economic, sînt de necontestat.

Aprecierea gradului de electrificare sau de mecanizare, pentru a compara două sau mai multe mine între ele, este o problemă dificilă. S-ar putea folosi următoarele mărimi:

a) *pentru a caracteriza utilizarea energiei electrice:*

1. Puterea electrică instalată, specifică P_e măsurată în kW/tona netă zilnică (ea depășește 1 kW/t netă zilnică doar pentru minele puternic mecanizate.

2. Consumul de energie electrică specifică W_e (kWh/t zilnică doar pentru minele puternic mecanizate). netă zilnică) în general aceasta variază între 3,9 și 9,7 kWh/t netă zilnică).

3. Coeficientul de utilizare al instalațiilor electrice

$u = \frac{W_e}{P_e}$ în ore (P_e și W_e referindu-se la același receptor — practic $u = 2$—8 h—economic se cere ca $u > 6$ h).

b) *pentru a caracteriza utilizarea aerului comprimat:*

1. — Puterea instalată în aer comprimat specifică P_a — (kW/t netă zilnică) uzual nu depășește 1 kW/t netă zilnică.

2 — Consumul specific de aer comprimat (aspirat la compresoare) A (m^3/t netă zilnică) sau W_a în kWh/t netă zilnică.

c) *pentru a caracteriza gradul de mecanizare:*

1. Puterea instalată totală, specifică

$$P = P_a + P_e \text{ în kW/t netă zilnică}$$

(de regulă este de circa 2 kW/t netă zilnică)

2. Consumul de energie total, specific

$$W = W_a + W_e \text{ în kWh/t netă zilnică}$$

(de regulă este de circa 8 kWh/t netă zilnică)

d) *pentru a caracteriza gradul de electrificare:*

1 — Puterea electrică instalată specifică, în procente din puterea instalată totală

$$100\,\frac{P_e}{P}$$

$$\left(\text{de obicei } 100\,\frac{P_e}{W}\,30 \ldots 50\,\%\right)$$

2 — Consumul de energie electrică, specific, în procente din consumul total de energie

$$100\frac{W_e}{W}$$

$$\left(\text{de obicei } 100\frac{W_e}{W} = 54 \ldots 70\,\%\right)$$

(Observație: în toate datele de mai sus nu sînt cuprinse tracțiunea și evacuarea apelor).

2. O altă problemă discutată destul de mult în ultima vreme este tensiunea electrică și tipul de rețea folosit în exploatările miniere.

a) In afară de tracțiunea electrică și unele instalații de semnalizare sau instalații speciale care folosesc curentul continuu, energia electrică este folosită în curent alternativ de regulă trifazat. Sub această formă, la tensiunea de 3 000 V, 5000 V sau 6000 V energia electrică pătrunde în subteran. La noi în țară tensiunea standardizată este 6000 V.

In unele țări s-a încercat folosirea tensiunii de 11000 V. Această tensiune este considerată fără perspective deoarece în mod practic motoarele de putere mare care pot fi alimentate direct la înalta tensiune, nu se construiesc pentru tensiuni mai mari de 6 000 V.

Prin stațiile și posturile de transformare, energia electrică este transformată la joasă tensiune, de regulă 380 V, 500 V sau 660 V. Tendința continuă de mărire a joasei tensiuni este justificată de puterile din ce în ce mai mari cerute la locul de lucru și necesitatea de a se executa rețeaua în condiții economice și tehnice posibile (secțiuni de cablu de cel mult 95—120 mm^2, pierderi de tensiuni reglementare). Se arată că mărirea tensiunii de la 380 V la 500 V aduce importante economii în materiale neferoase (29% Cupru, 25% Staniu; 19% Plumb etc.).

Deși cea mai rațională tensiune pare aceea de 660 V, deoarece permite folosirea motoarelor de 380 V în triunghi, la 660 V în stea, majoritatea țărilor au trecut la 500 V. In practică s-a observat că la 660 V se produc mai ușor anumite străpungeri de izolație și de aceea execuția aparatajului pretinde unele precauțiuni speciale.

Cu toate acestea, datorită ritmului actual de mecanizare se preconizează utilizarea în cel mai scurt timp a tensiunii de 1000 V (tensiune de lucru a utilajelor din abataj).

Pentru utilajul electric portativ se folosește tensiunea de 110 V, 120 V, 127 V sau în unele țări chiar 220 V. In cazul utilajului portativ se folosesc aceste tensiuni reduse pentru a micșora riscul de accident prin electrocutare. Acest risc este micșorat atît prin scăderea tensiunii, cît și prin folosirea transformatorului care transformă energia electrică de la 380 V (500 V) la 127 V și care joacă rolul unui transformator de izolare.

b) După cum punctul neutru al transformatorului (din postul de transformare) este legat la pămînt sau este izolat față de pămînt se consideră două tipuri de rețele (trifazate): rețele cu neutrul legat la pămînt și rețele cu neutrul izolat. In marea majoritate a țărilor se folosesc, în subteran, rețele cu neutrul izolat. Dar pentru că în unele țări se folosesc rețele cu neutrul legat la pămînt, apare o veche și interminabilă dispută între cele două procedee. Discuția este legată în special de pericolul de electrocutare pe care îl poate prezenta rețeaua.

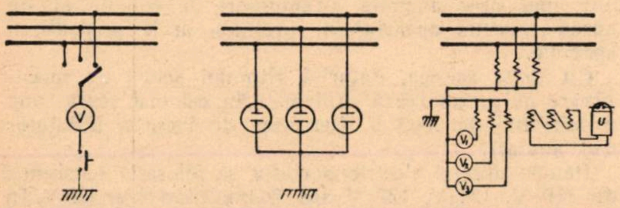
Partizanii neutrului legat direct la pămînt arată că tensiunea maximă de atingere nu poate depăși tensiunea pe fază a rețelei și rețeaua permite folosirea unui releu de curent homopolar care să sesizeze și să comande deconectarea în cazul unui defect de izolație (monofazat). Dacă acest defect de izolație monofazat, care se poate ușor și repede transforma într-un adevărat scurtcircuit monofazat (sute de amperi) nu este întrerupt imediat, apar situații foarte periculoase din punct de vedere al electrocutării, incendiului și exploziei de metan. Deși curentul la care funcționează releul este de cîțiva amperi, în practică este considerat prea mare.

Pentru a limita curentul de defect la valori considerate nepericuloase s-a legat neutrul la pămînt prin intermediul unei impedanțe (de obicei 10 Ω). In ultima vreme perfecționîndu-se releele și folosindu-se amplificatorii electronici, această impedanță a fost mărită întîi la circa 100 Ω apoi la 1 000 Ω . Intr-o rețea de 500 V aceasta limitează curenții de defect la circa 3 A și respectiv 0,25 A.

In felul acesta, izolînd într-o oarecare măsură neutrul, curentul de defect poate fi limitat astfel încît riscurile de electrocutare și de incendiu să fie practic reduse.

Rețeaua cu neutrul izolat se bazează pe faptul că dacă izolația ei este în bună stare, orice defect monofazat, chiar punerea netă la pămînt a unei faze nu duce la o situație periculoasă (electrocutare, incendiu). Dacă în această situație — o fază pusă la pămînt — cineva atinge o altă fază (neizolată) tensiunea de atingere este egală cu tensiunea între faze, deci mai periculoasă decît în cazul rețelei pentru legat la pămînt. De aceea, neutrul izolat presupune un control riguros al izolației rețelei. Datorită dispozitivelor de blocaj mecanic și electric ale aparatelor moderne care exclud posibilitatea atingerii unei piese sub tensiune, și datorită aparatelor moderne pentru controlul izolației rețeaua cu neutrul izolat elimină în mod practic orice risc de electrocutare, de incendiu sau aprindere de metan, fără a folosi un releu, piesă delicată, pe a cărui bună funcționare se sprijină eficacitatea sistemului cu neutrul legat la pămînt.

Dispozitivele pentru controlul izolației se bazează fie pe măsurarea potențialului fiecărei faze față de pămînt sau a punctului neutru față de pămînt, fie pe măsurarea în curent continuu a rezistenței de izolație a rețelei.



a b c

Fig. 1.

Din prima grupă fac parte dispozitivele clasice: voltmetru între fiecare fază și pămînt (fig. 1 *a* și 1 *c*), trei lămpi cu neon, legate între fiecare fază și pămînt (fig. 1 *b*) sau un releu legat pe firul neutru.

Toate aceste dispozitive nu au suficientă sensibilitate, datele pe care le indică sînt dificil de interpretat, iar indicația lor este mult influențată de capacitatea rețelei și de nesimetria capacităților rețelei (cazul cablurilor cu 4 conductori — cablurile flexibile).

Important de remarcat, este faptul că prin legarea neutrului la pămînt printr-o impedanță de circa 1000 ... 3000 Ω fără a se pierde nimic din avantajele neutrului izolat, influența capacităților este redusă în limite acceptabile.

Din a doua grupă fac parte dispozitivele moderne pentru controlul izolației, care măsurînd rezistența de izolație a rețelei în curent continuu, elimină complet influența capacităților rețelei. Printr-un neutru artificial, format din trei reactanțe legate în stea, se trimite în rețea un curent continuu care se poate întoarce prin pămînt, dacă rețeaua are un defect de izolație. Acest curent trecînd printr-un aparat de măsură poate arăta în permanență valoarea rezistenței de izolație sau trecînd printr-un releu, poate semnaliza defectul sau chiar comanda deschiderea intreruptorului.

In fig 2 se arată două scheme principiale folosite în mod frecvent la aparatele pentru controlul izolației în curent continuu.

Dispozitivele pentru controlul izolației în curent continuu pot fi însă influențate sau pot influența la rîndul lor circuitele de comandă la distanță în curent continuu, cînd acestea au anumite defecte de izolație. Curentul continuu pentru controlul izolației pătrunzînd prin circuitul de comandă la distanță, poate bloca releul de comandă și mașina nu mai poate fi oprită.

Toate aceste sisteme nu sînt selective. Orice defect de izolație este doar semnalizat sau provoacă deconectarea întregii rețele. Printr-o serie de încercări, se localizează cablul defect. Deoarece operația de detectare a cablului defect nu ia timp mult, se consideră că lipsa de selectivitate nu reprezintă un neajuns important. O realizare interesantă sub acest aspect constă în a introduce dispozitive pentru controlul izolației în toate aparatele de comandă și protecție miniere (pornitoarele magnetice). După cum se vede din fig. 3 în mod normal cînd contractoarele sînt închise dispozitivele de control (D) controlează izolația măsurînd potențialul unui punct neutru artificial format de trei impedanțe. La defect se deschid toate contactoarele iar dispozitivele de control controlează izolația cablurilor, rămase fără tensiune, și în caz de defect de izolație împiedică închiderea contactorului.

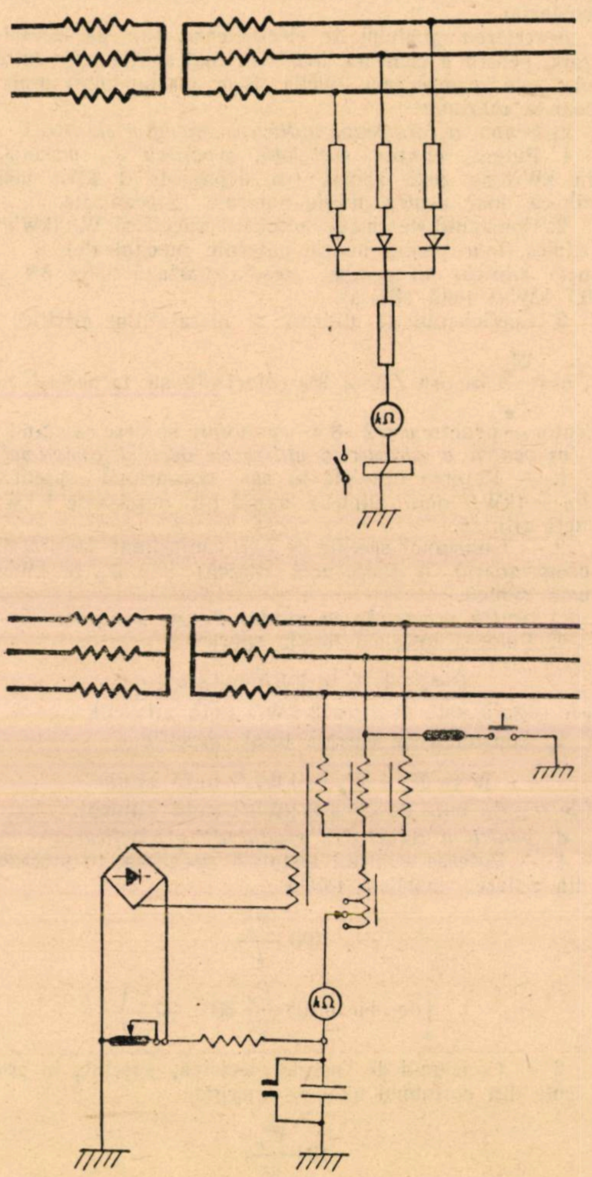


Fig. 2.

Acest blocaj, evită punerea sub tensiune a unui cablu defect, reducînd astfel timpul de pauză după un defect de izolație.

In concluzie se observă că plecînd fie de la neutrul legat direct la pămînt, fie de la neutrul izolat s-a ajuns la legarea neutrului la pămînt printr-o impedanță de 1000 ... 3000 Ω astfel că diferența între rețeaua cu neutrul izolat și cea cu neutrul legat la pămînt nu mai este precisă în acest caz. Totuși perfecționarea dispozitivelor pentru controlul izolației, care în ultima vreme folosesc amplificatori electronici, tind să impună rețeaua cu neutrul complet izolat. Deși înainte unul din argumentele în favoarea rețelei cu neutrul izolat era că ea poate permite funcționarea chiar cu un defect de

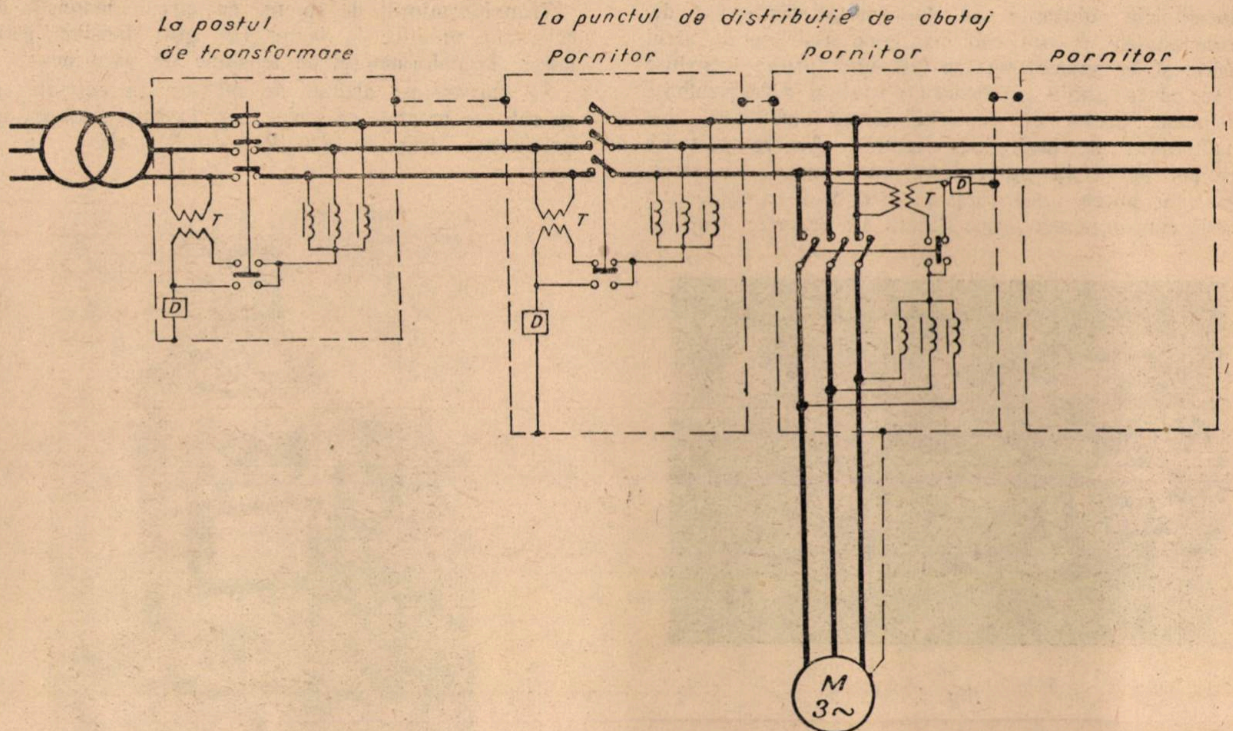
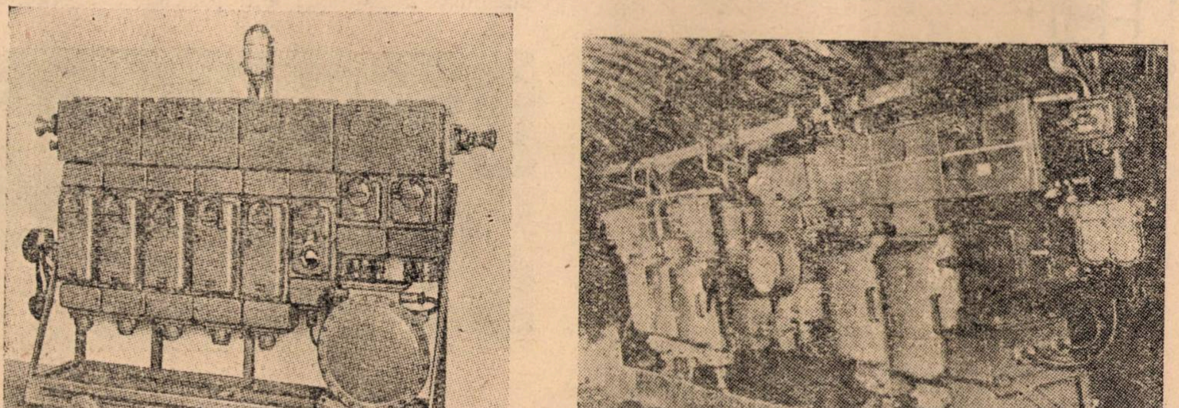

La postul de transformare
La punctul de distribuţie de abataj
Pornitor
Pornitor
Pornitor
T
T
T
D
D
D
D
M
3~

Fig. 3.

izolaţie monofazat, se constată astăzi tendinţa de a suprima imediat orice defect de izolaţie monofazat şi mai mult, a împiedica punerea sub tensiune a unui cablu defect.

3. **Aparatajul electric minier.** In reţelele de înaltă tensiune odată cu dezvoltarea lor au crescut puterile de scurtcircuit ajungînd la valori de ordinul 150 — 200 MVA cel mult. Vechiul întrerupător minier cu ulei, a cărui putere de rupere nu depăşeşte 50 MVA nu mai face faţă în toate situaţiile. In multe cazuri trebuie luate măsuri pentru limitarea curenţilor de scurtcircuit cu ajutorul bobinelor de reactanţă (reactoare). Intreruptoarele moderne, care folosesc o serie de dispozitive de stingere a arcului, realizează puteri de rupere de 60 — 125 — 175 MVA la 5 kV. Intreruptorul cu expansină, antigrizutos şi fără pericol de incendiu se pare că are mare succes în prezent în minerit. Rezultate bune se obţin montînd într-o carcasă antigrizutoasă un contactor (pentru ruperea curenţilor de funcţionare normală sau suprasarcină) în serie cu siguranţe fuzibile (pentru ruperea curenţilor de scurtcircuit).


a)

b)

Fig. 4.

La joasă tensiune, pentru a utiliza mai bine spaţiul, în multe ţări se preferă forma paralelipipedică a aparatelor. Acestea pot fi asamblate comod într-o baterie montată pe o sanie comună (fig. 4, *a)* sau atîrnată pe o maşină (fig. 4, *b)* ceea ce permite o deplasare comodă odată cu înaintarea frontului de lucru.

Pentru a reduce greutatea aparatelor s-a încercat construirea carcaselor utilizînd aliajele uşoare.

Rezultatele obținute au fost nesatisfăcătoare deoarece aliajele ușoare sînt mai lesne distruse de arcul electric și în special nu fac față unei probe introduse de curînd în unele țări pentru aparatele antigrizutoase și anume: proba de protecție contra aprinderii metanului prin particole incandescente. Aceste particole care pot apare la întreruperea unui curent de scurtcircuit, ar putea uneori ieși în exteriorul carcasei prin fantele etanșe pentru orice flacără din interior (fig. 5).

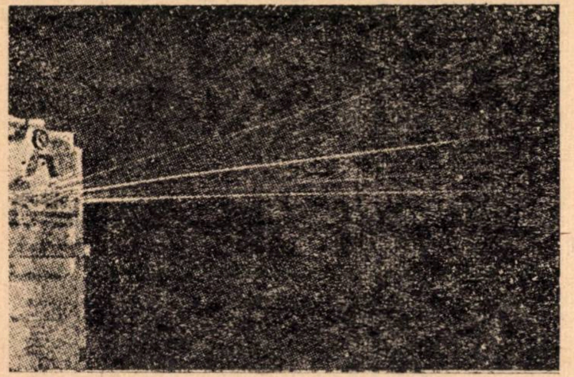


Fig. 5.

De remarcat utilizarea aproape exclusivă a ușilor cu închidere rapidă, printr-o manevră cît mai simplă. S-a renunțat complet la închiderea aparatelor prin mai multe buloane deoarece aceasta dă posibilitatea de a pune aparatul sub tensiune, înainte ca el să devină antigrizutos, adică înainte de a strînge toate buloanele.

Pentru o cît mai bună exploatare bazată pe determinări precise, se construiesc astăzi aparate de comandă și protecție prevăzute cu posibilitatea de a conecta la ele aparate de măsură. In acest scop se folosesc circuite care produc scîntei nepericuloase privind aprinderea metanului și care nici nu prezintă pericol de electrocutare sau incendiu, denumite circuite asigurate contra scînteilor — circuite de securitate totală.

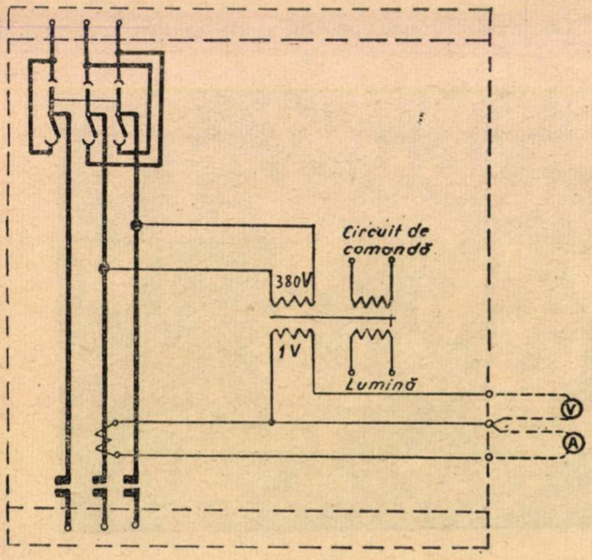


Fig. 6.

In fig. 6 se arată schema de principiu a unui astfel de aparat.

Transformatorul de curent, cu circuit magnetic deschis, nu produce la borne (în gol) tensiuni periculoase. Transformatorul de tensiune de asemenea.

Se construiesc aparate de măsură în execuție antigrizutoase montate pe sanie, (fig. 7) condensatoare antigrizutoase (fig. 8) (10—25 kVAR) etc.

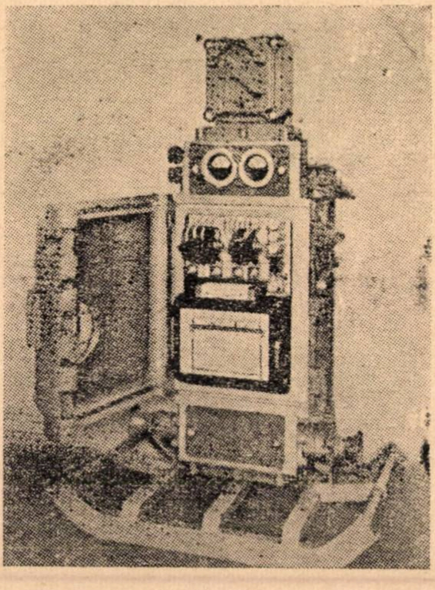


Fig. 7.

4. **Transformatorul minier** (pentru subteran) a înregistrat în ultima vreme progrese remarcabile. Pentru a evita pericolul incendiului atribuit transformatorului clasic în ulei, s-a construit transformatorul cu pyralenă. Pyralena este un dielectric lichid incombustibil, dar care la foc degajă o serie de produși de descompunere iritanți fără a fi periculoși. Transformatorul este umplut cu dielectric cu o suprapresiune interioară. Două relee de presiune sesizează o scurgere a dielectricului (prin scăderea presiunii) și semnalizează sau comandă deconectarea.

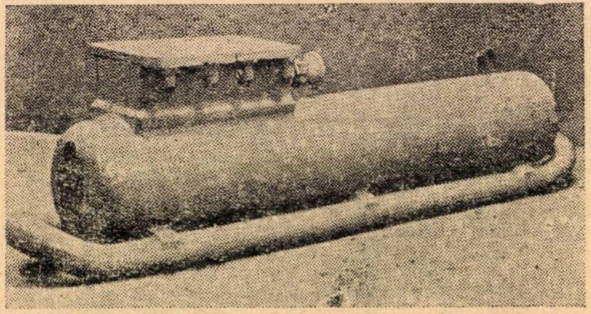


Fig. 8.

Pentru a elimina neajunsurile transformatorului cu dielectric lichid, s-a trecut la transformatorul cu dielectric solid și anume transformatorul cu cuarț. Acesta este foarte robust (atît electric, cît și mecanic) poate fi transportat în orice poziție și este practic incombustibil. Duce însă la dimensiuni și greutăți ceva mai mari.

In plină dezvoltare se găsește însă transformatorul cu dielectric gazos (aer) (fig. 9). Intrunind toate calitățile (incombustibil, dimensiuni reduse, robustețe) este transformatorul care se poate apropia cel mai mult de fronturile de lucru, reducînd la minimum rețeaua de joasă tensiune. Realizarea sa este legată de progresele făcute de izolanții moderni care suportă temperaturi de 155—180^{0}C (mătase de sticlă și siliconi) și de tolele magnetice cu pierderi specifice mici (tole cu cristale orientate).

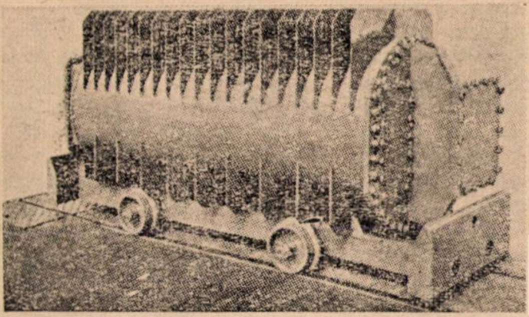


Fig. 9.

5. **Posturile de transformare subterane mobile.** Necesitatea de a se apropia cît mai mult cu înalta tensiune de fronturile de lucru, pentru a se putea realiza în condiții economice rețeaua de joasă tensiune, a impus utilizarea posturilor de transformare mobile, antigrizutoase. Pe un șasiu comun prevăzut cu roți pentru deplasarea pe șine, se montează un transformator și aparatajul de înaltă și joasă tensiune necesar (fig. 10). Se urmărește ca aceste posturi să se întindă mai mult în lungime, înălțimea și lățimea rămînînd reduse, pentru a permite instalarea lor într-o margine a galeriei fără a mai fi necesară o excavație specială (fig. 11). Se construiesc posturi de transformatoare mobile antigrizutoase cu puteri de la 150 kVA pînă la 400 kVA.

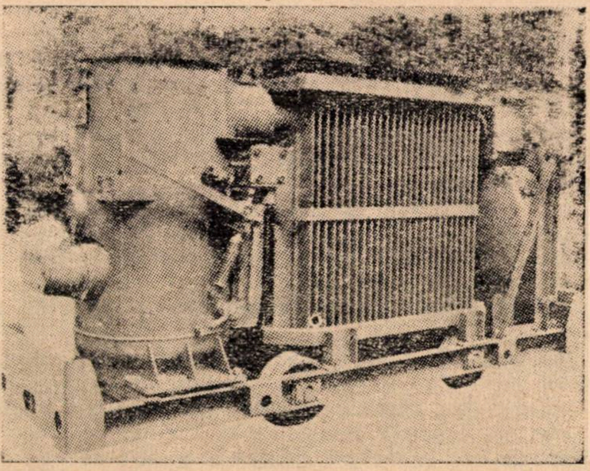


Fig. 10.

Uneori întreruptorul de pe partea de înaltă tensiune se montează la distanță. In acest caz la intrarea de înaltă tensiune a transformatorului, se montează uneori un separator care nu poate fi manevrat pînă nu se deschide întreruptorul de pe joasa tensiune (separatorul nu întrerupe curenții de sarcină). Vederea unui astfel de post este arătată în fig. 12.

Intreruptorul de la distanță poate fi comandat de la transformator și tot de aici poate fi blocat în poziție deschis.

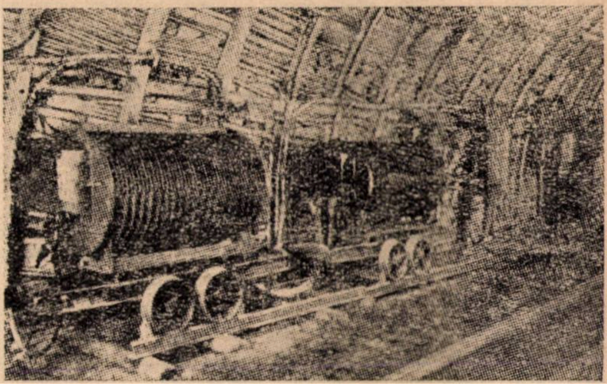


Fig. 11.

Joasa tensiune este prevăzută cu întreruptor automat cu două ieșiri de cablu și se preconizează instalarea unui dispozitiv pentru controlul izolației și o serie de aparate de măsură (A, V, kWh, kVARh).

Utilizarea posturilor de transformare mobile permite folosirea sistemului de distribuție repartizată, adică alimentarea în joasă tensiune se face de la posturi de transformare repartizate pe grupe de receptoare. Acest sistem s-a dovedit a fi mult mai economic și asigură alimentarea cu energie în condiții mai bune decît distribuția centralizată, la care toți receptorii ar fi alimentați, în joasă tensiune, de la o singură stație de transformare.

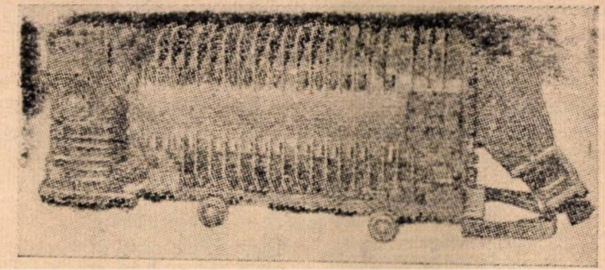


Fig. 12.

6. **Cablurile miniere** care sînt de foarte multe feluri (armate, flexibile, foarte flexibile, pentru semnalizare, pentru telefoane, pentru iluminat) reprezintă o parte foarte importantă într-o exploatare minieră, atît prin valoarea lor cît și prin problemele pe care le pun. Ori ce exploatare actuală are cîteva zeci de kilometri cabluri.

Buna calitate a cablurilor este una dintre condițiile esențiale ale securității în subteran. Se urmărește în special ca un cablu să nu fie capabil să provoace un incendiu, să nu-l propage (cablul să fie incombustibil) și să suporte bine un incendiu. Tendința continuă în fabricația cablurilor este de a mări rezistența lor la foc, a mări rezistența mecanică, flexibilitatea lor și a asigura posibilitatea efectuării unei protecții electrice. Toate acestea duc la eliminarea riscului ca în cablu să se poată produce un incendiu, o aprindere de metan sau o electrocutare.

In privința cablurilor armate se consideră că armarea cea mai bună este aceea din benzi înguste de oțel. S-a redus grosimea mantalei de plumb (pentru mărirea flexibilității) și contraspirala de armare este înlocuită cu materiale sintetice (polivinil, verană) incombustibile și imputrescibile.

Cablul cu izolație de cauciuc, deși este mai scump, s-a dovedit a fi mai propriu exploatărilor miniere decît cel cu izolație de hîrtie. Îmbinarea acestui cablu se face cu manșoane (antigrizutoase la nevoie), dar fără masă izolantă. La cablurile armate de joasă tensiune care se mută des, mantaua de plumb devine nesigură (fisurează) și se tinde a fi înlocuită cu o manta de neopren mai sigură, mai flexibilă și mai ieftină.

Cele mai grele probleme le pun însă cablurile flexibile care sînt expuse celor mai grele condiții și produc cele mai multe accidente. Ecranul de protecție colectiv sau individual din tresă metalică este astăzi înlocuit cu un cauciuc semiconductor, care corespunde mult mai bine tendinței actuale de a folosi ecranul drept conductor pentru circuitul de comandă la distanță și în același timp pentru protecția cablului.

Practica a arătat că întreținerea cablurilor flexibile necesită un atelier special înzestrat cu utilaje speciale. Cu o cheltuială în plus de 14% din valoarea cablurilor în funcțiune, s-a reușit ca în decurs de 6 luni rebutul de cabluri să fie de cel mult 2%.

7. **Motorul electric cel mai folosit în subteran** este motorul asincron în scurtcircuit. S-au făcut o serie de studii pe viu pentru a se vedea cît de bine sînt adaptate, motoarele actuale, cerințelor din subteran. Se știe de altfel că pentru a putea face față unor condiții grele de pornire, deseori în practică se aleg motoare mai mari decît necesitățile reale, încît în regim normal, factorul de putere și randamentul motoarelor sînt slabe. Studiile făcute au arătat că în general în multe cazuri momentul la pornire, momentul minim și momentul maxim sînt prea mici, iar curenții de pornire prea mari. Se recomandă următoarele valori:

curentul la pornire $I_p = 4{,}6 - 4{,}7\ I_n$
momentul la pornire $M_p = 2{,}0 - 2{,}3 M_n$
momentul minim $M_m = 1{,}8 - 1{,}9 M_n$
momentul maxim $M_M = 2{,}1 - 1{,}4 M_n$

Se consideră necesar a limita încălzirea motorului cu rotorul calat la 35 grd. pentru bobinajul statorului și 200°C pentru punctele de sudură a barelor rotorului, iar în regim normal încălzirea să se mențină în limitele admise chiar cu o ventilație mai slabă. Pentru a reduce dimensiunile cutiei de borne se încearcă să se renunțe la placa de borne.

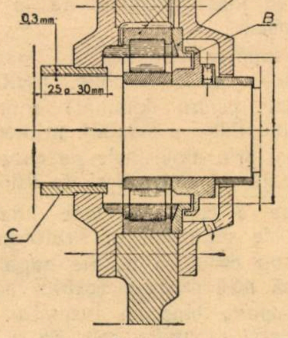


Fig. 13.

O problemă foarte dificilă în practică este întreținerea rulmenților. Ungerea periodică presupune demontare ceea ce reprezintă o operație grea la fața locului. S-a studiat și realizat atunci posibilitatea ungerii periodice la fața locului fără a mai fi necesară nici o demontare. Sistemul propus de SKF poate fi adaptat și la motoarele antigrizutoase (fig. 13).

Protecția electrică a motorului trebuie să reprezinte o preocupare susținută, deoarece un motor electric minier costă mult, atît prin valoarea lui cît și prin cheltuielile de transport și instalare în subteran. În mod obișnuit se face o protecție contra suprasarcinilor cu relee termice sau cu relee electromagnetice temporizate și contra scurtcircuitelor cu relee electromagnetice sau cu fuzibile. Cel mai frecvent pentru protecția contra suprasarcinilor este utilizat releul termic care reușește să respecte cel mai bine curba de încălzire a motorului în special releul termic cu încălzire indirectă. Problema se complică la motoarele cu mers intermitent unde s-a încercat montarea releului termic chiar pe motor. Funcțiunea motorului la o temperatură de regim care depășește valoarea temperaturii nominale de regim, prescrisă în standarde, scurtează mult viața motorului.

In mod similar se face și protecția cablurilor electrice. Se recomandă ca să se țină seama de valoarea curentului de scurtcircuit bifazat, care uneori (pentru linii lungi cu secțiune mică — perforatoare, haveze) devine comparabil cu curentul de pornire și asigurarea protecției pretinde precauțiuni speciale. Puterea de rupere a aparatului de comandă și protecție va fi aleasă însă funcție de curentul maxim de scurtcircuit. Durata unui scurtcircuit, pentru a limita riscul de incendiu, nu trebuie să depășească 1—1,5 s.

Folosirea siguranțelor sau a releelor electromagnetice pentru protecția contra scurtcircuitelor, este mult discutată în ultima vreme. Deși releul electromagnetic se poate regla precis și poate asigura o selectivitate în protecție, unii autori consideră că întreruperea circuitului prin siguranțe este mai sigură.

Intreruperea sigură a circuitului în caz de scurtcircuit este de foarte mare importanță în raport cu riscul de incendiu.

Cu totul special se pune însă problema protecției cablurilor flexibile. Se tinde a se generaliza folosirea unui singur circuit, format din ecranul de protecție și conductorul de punere la pămînt, care să asigure atît protecția cablului cît și posibilitatea comenzii de la distanță.

Circuitul realizat folosește tensiuni reduse și tot felul de artificii (șuntarea inductanțelor cu rezistențe liniare sau neliniare cu capacități sau redresoare uscate) astfel încît puterea transmisă în exterior de scînteile electrice este insuficientă pentru a aprinde metanul. În plus circuitul nu prezintă nici un risc de incendiu sau electrocutare. De aceea el este numit circuit de „securitate totală".

Circuitul asigură protecția contra defectelor externe (traduse prin punerea la pămînt a ecranului) și contra defectelor interne (traduse prin contact între fază și ecran) ale cablului. În cazul cînd se folosesc ecrane individuale pentru fiecare conductor, orice defect de izolație între faze (scurtcircuit) sau între faze și pămînt (punere la pămînt) se traduce printr-un contact între fază și ecran.

Circuitul asigură și controlul continuității punerii la pămînt a utilajului mobil și buna stare a ecranului.

Aceste circuite pot fi însă influențate de curentul continuu folosit la controlul izolației așa cum s-a arătat sau pot funcționa intempestiv sub acțiunea unei tensiuni de origină capacitivă produsă de un defect de izolație, chiar de cîteva mii de ohmi, între fază și pămînt, indiferent dacă defectul este în cablu sau în alt punct al reţelei. Intervenţia dispozitivelor pentru controlul izolaţiei şi construcţiile moderne evită aceste neajunsuri.

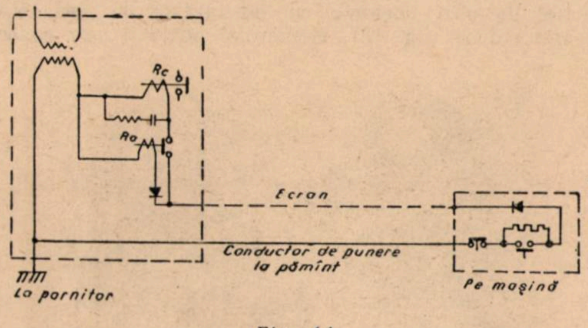


Fig. 14.

In fig. 14 este arătat unul din cele mai simple circuite de securitate totală.

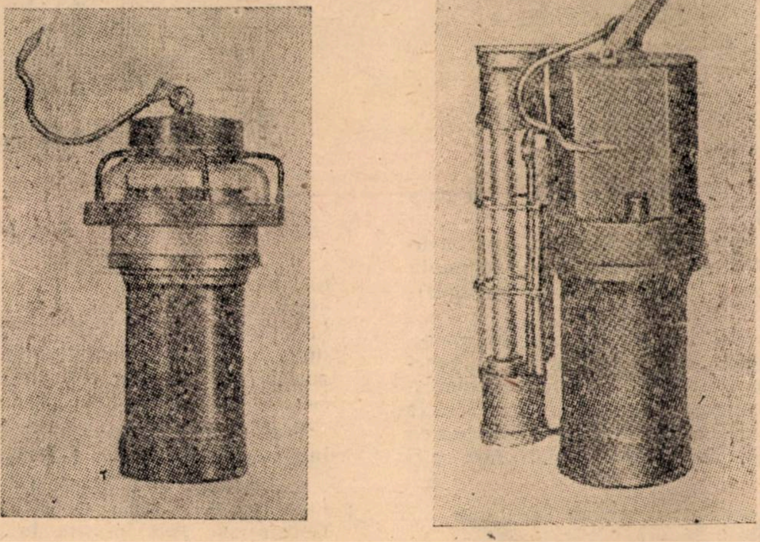


Fig. 15.

Unele circuite moderne prevăd şi posibilitatea unei legături telefonice între maşina mobilă şi punctul de distribuţie de abataj sau chiar cu orice post telefonic al reţelei de telefoane obişnuite.

9. **Iluminatul minier.** Se poate spune în general că iluminatul minier, în special iluminatul general, nu s-a dezvoltat corespunzător cu posibilităţile oferite de realizările tehnice în domeniul instalaţiilor de iluminat. Aceasta datorită faptului că de cele mai multe ori iluminatul nefăcîndu-se pe baze ştiinţifice nu s-au putut observa clar avantajele unui iluminat corect şi anume: creşterea productivităţii, a producţiei şi a calităţii ei şi micşorarea numărului de accidente, consecinţe directe ale îmbunătăţirii condiţiilor de muncă.

Iluminările care se recomandă sînt din ce în ce mai mari (15...20 lx la rampe, 8—10 lx pe galeriile de transport, 3—5 lx în galeriile secundare).

In prezent există corpuri de iluminat antigrizutoase atît pentru lămpile cu incandescenţă, cît şi pentru cele cu fluorescenţă (se folosesc sticla şi produşi sintetici speciali care suportă toate probele cerute de execuţia antigrizutoasă). Un accent deosebit se pune pe dezvoltarea iluminatului cu fluorescenţă care la puteri egale cu iluminatul cu incandescenţă, realizează iluminări de cel puţin 3 ori mai mari şi lumină similară luminii naturale. In plus strălucirea surselor este foarte redusă. S-au realizat şi lămpi portative cu fluorescenţă (fig. 15), care la greutăţi şi durată de serviciu egale cu a lămpilor obişnuite cu acumulator dau iluminări de cel puţin două ori mai mari. Sursa de energie a acestor lămpi este un acumulator, care prin intermediul unui vibrator şi a unui transformator, alimentează lampa cu fluorescenţă în curent alternativ.

Realizarea iluminatului cu lămpi cu inducţie (cu incandescenţă sau fluorescenţă) aduc îmbunătăţiri în iluminatul şi comoditatea folosirii instalaţiilor de iluminat, ale fronturilor lungi de abataj.

10. **Tracţiunea electrică.** Fără a mai vorbi de locomotiva clasică cu troleu, consacrată ca cel mai comod şi economic mijloc de tracţiune, trebuie să amintim realizarea, destul de recentă, a locomotivei cu dublu troleu (fig. 16).

Deşi complică puţin reţeaua de contact, sistemul reduce mult pericolul curenţilor vagabonzi şi pericolul de electrocutare, permiţînd izolarea completă, faţă de pămînt a reţelei de tracţiune. Pentru a reduce riscul de electrocutare în cazul locomotivei cu troleu simplu

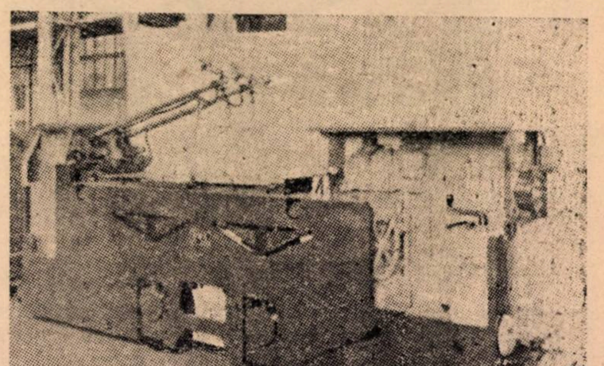


Fig. 16.

se încearcă folosirea unui conductor special pentru firul de cale, învelit într-o cămaşe izolantă (fig. 17). Acesta permite contactul cu troleul, dar împiedică atingerea cu mîna a conductorului sub tensiune.

Locomotiva cu acumulatoare poate fi astăzi încărcată rapid (într-o oră circa 80% din capacitate), durata de viaţă a bateriei şi capacitatea, la aceleaşi dimensiuni, a crescut (circa 30%). Folosirea transmisiei hidraulice cu ulei permite la locomotiva cu acumulatoare, frînarea electrică cu recuperarea energiei (bateria este reîncărcată la frînare) mărind prin aceasta randamentul locomotivei.

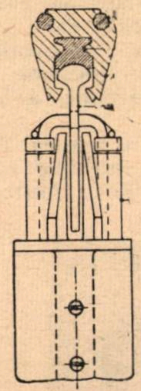
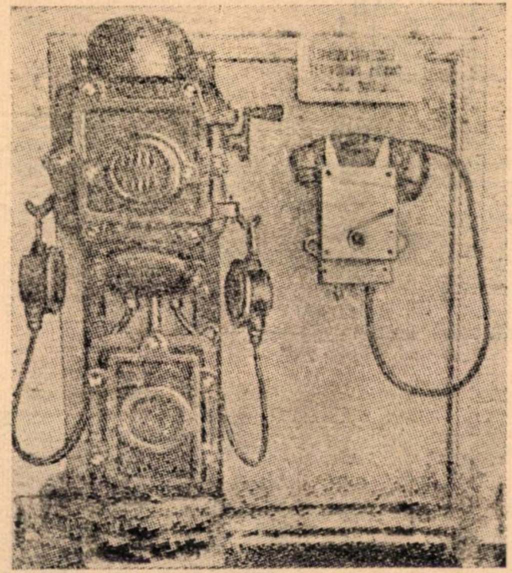


Fig. 17.

Cu mult interes sînt aşteptate rezultatele experimentării „girotractorului" care este o locomotivă acţionată (ca şi giroburele) pe baza energiei cinetice înmagazinată într-un volant.

11. **În domeniul telefoniei miniere** un progres important îl reprezintă telefonul „autogenerator" sau „genefonul". In principiu este o revenire la telefonul sistem Bell, care datorită unor capsule electrodinamice folosite atît ca receptor cît şi ca microfon permit efectuarea de convorbiri la distanţe suficiente de mari fără nici un pericol de electrocutare, incendiu sau aprindere de metan. Acest telefon face parte din categoria aparatelor, în plină evoluţie, în aşa numita execuţie asigurată contra scînteilor sau cu siguranţă intrinsecă, care pot fi utilizate, fără nici un pericol în medii grizutoase. Realizarea sa se bazează pe progresul făcut în domeniul magneţilor permanenţi. Genefonul este mult mai ieftin decît telefonul antigrizutos obişnuit (cu 61% mai ieftin) şi poate folosi un conductor cu rezistenţă electrică mare şi izolaţie slabă (pînă la 25 Ω chiar 10 Ω rezistenţă de izolaţie) care costă cu 96% mai puţin decît cablul telefonic obişnuit. Dimensiunile unui astfel de post telefonic cu posibilitate de apel, sînt foarte reduse (fig. 18). Genefonul poate fi uşor conectat, fără nici un fel de pericol (electrocutare, incendiu, explozie), la un cablu care trece de-a lungul abatajului, fie direct, fie indirect prin intermediul lămpilor individuale sau al lămpilor de iluminat general de construcţie specială (fig. 19). In aceste ultime două situaţii se creează posibilitatea de apel optic.



Telefonul antigrizutos Genefonul

Fig. 18.

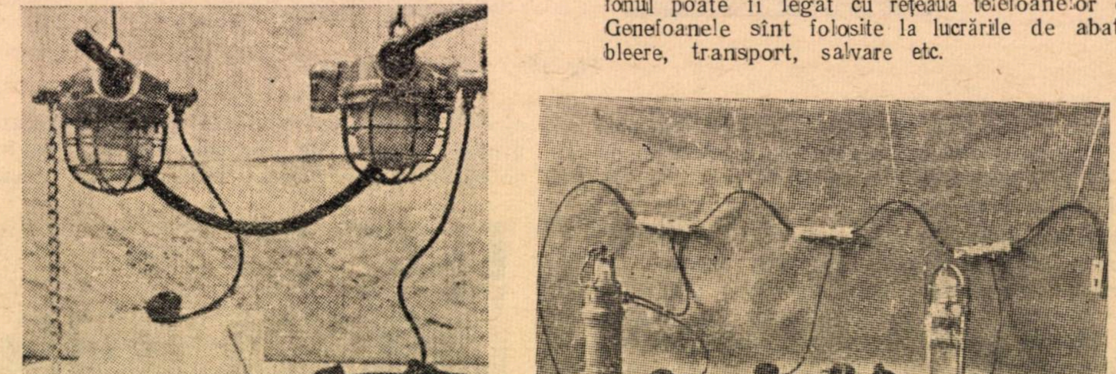


Fig. 19.

Posibilitatea de apel poate fi realizată şi prin însăşi intermediul capsulelor electrodinamice receptoare.

Cu ajutorul unui amplificator electronic special genefonul poate fi legat cu reţeaua telefoanelor obişnuite. Genefoanele sînt folosite la lucrările de abataj, rambleere, transport, salvare etc.

O dezvoltare însemnată a căpătat-o utilizarea telefoniei în înaltă frecvenţă dirijînd transmisia printr-o piesă metalică. Posturile de radio emisie şi recepţie transportabile (fig. 20) sînt cuplate de obicei inductiv, la o conductă metalică (aer comprimat, evacuarea apelor, cablu oarecare (fig. 21).

În felul acesta fără a avea o legătură galvanică se asigură convorbiri pe distanţe pînă la 1—2 km. Se poate asigura legătura între colivie în mers şi mecanicul maşinii de extracţie (prin însuşi cablul maşinii de extracţie).

In mod similar, folosind aşa numitele „troleifoane" se asigură legătura permanentă şi selectivă între dispecerul transportului şi mecanicii de locomotivă.

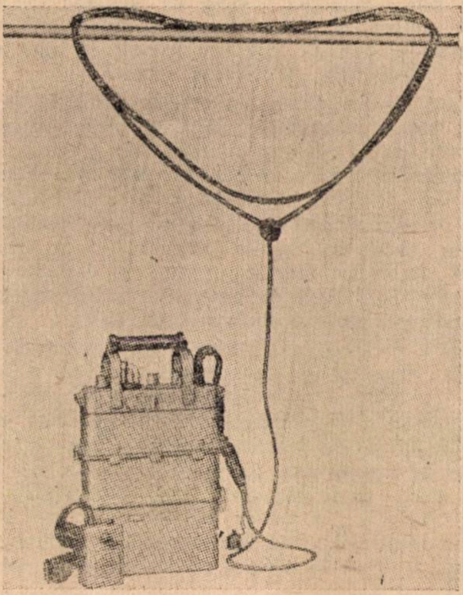


Fig. 20.

12. **Semnalizarea minieră modernă** a luat o mare dezvoltare. In afară de semnalizarea pe puţ perfecţionată, se semnalizează la distanţă şi uneori se centralizează pe un aparat cu înregistrare grafică automată, presiunea aerului comprimat, procentul de metan în aerul de mină, temperaturile în diferite puncte, situaţia silozurilor de cărbune, etc.

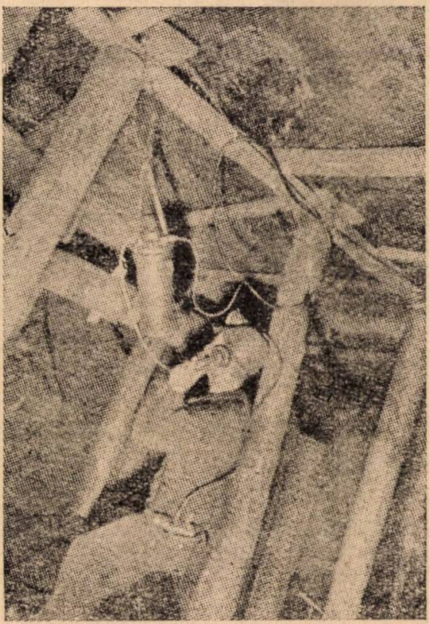


Fig. 21.

Semnalizarea de transport cu locomotive s-a dezvoltat foarte mult. Folosind sisteme de semnalizare, blocare şi centralizare similare cu cele folosite la căile ferate obişnuite, dispecerul transportului avînd în faţă o schemă luminoasă şi un pupitru de comandă (fig. 22) acţionează de la distanţă schimbarea acelor şi semafoarelor. El este permanent în legătură cu punctele de încărcare, de descărcare cu rampele şi cu mecanicii locomotivelor.

Pentru a mări rentabilitatea unor astfel de instalaţii este absolut necesar a se automatiza pe cît posibil rampele şi instalaţia de extracţie.

13. **În exploatările din ţara noastră** cîmpul de activitate pentru modernizarea şi dezvoltarea utilizării energiei electrice este larg deschis.

In multe cazuri instalaţiile electrice sînt rămase la un stadiu necorespunzător dezvoltării exploatărilor şi folosesc încă metode şi sisteme învechite. Deseori apar dificultăţi în alimentarea cu energie electrică deoarece reţeaua nu este concepută de la început pentru o perioadă de lucru de cîţiva ani, ci este extinsă pas cu pas după necesităţile de moment. Aceasta face ca intervenţiile asupra reţelei să fie frecvente iar funcţionarea ei necorespunzătoare.

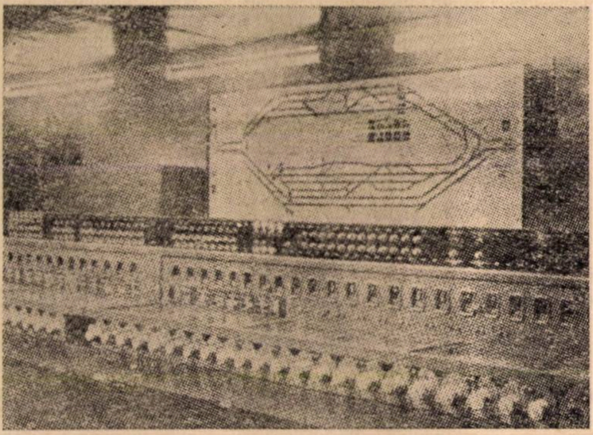


Fig. 22.

În ultima vreme sînt destul de dese cazurile cînd se simte nevoie măririi joasei tensiuni şi apropierea înaltei tensiuni de fronturile de lucru. In cadrul ASIT-ului s-a întocmit un studiu foarte util în legătură cu această problemă. Rezultatele aşteptate nu s-au văzut încă.

Este necesar să se sistematizeze alimentarea cu energie electrică a exploatărilor, aplicînd sistemul de distribuţie repartizată, prin folosirea posturilor de transformare mobile. In acelaşi timp aparatajul electric folosit (în special pornitoarele) să fie cît mai bine verificat şi reglat corespunzător cu locul de lucru, la standuri de probă amenajate în cadrul atelierelor de întreţinere şi reparaţii ale întreprinderilor. În prezent aceste standuri de probă sînt insuficient amenajate sau lipsesc complet. Rezultatul obţinut va fi dublu: economie şi funcţionare mai bună.

Controlul izolaţiei reţelei trebuie să fie modernizat; să se renunţe la sistemele învechite care mai sînt folosite şi să se introducă pe scară largă dispozitivele moderne pentru controlul izolaţiei bazate pe măsurarea rezistenţei de izolaţie în curent continuu. În felul acesta riscul de accident prin electrocutare, incendiu sau aprindere de metan, va fi înlăturat. În prezent se încearcă folosirea unui astfel de dispozitiv — releul R U V — fără să se fi ajuns la o soluţie corespunzătoare.

Pornitoarele electrice construite în ţară trebuie să fie concepute avînd în vedere posibilitatea comenzii de la distanţă şi posibilitatea folosirii lor în schemele de automatizare (în urma unor studii, în curs de executare în laboratoarele Institutului de Mine Bucureşti, se constată unele deficienţe în această privinţă). Tot aşa de necesară este introducerea şi perfecţionarea circuitelor de comandă la distanţă „de securitate totală" folosind cabluri flexibile cu înveliş (ecran) din cauciuc semiconductor.

Trebuie cunoscute şi folosite aparatele electrice din grupa aparatelor miniere denumite „aparate asigurate contra scînteilor" sau „aparate cu siguranţă intrinsecă". De remarcat că în prezent aceste aparate nici nu sînt luate în considerare în mod oficial, deşi telefonia minieră modernă foloseşte frecvent aparate de acest gen.

Iluminatul electric din minele noastre a rămas în urmă faţă de posibilităţile pe care le poate oferi tehnica modernă. Prea timid şi fără extindere s-a folosit iluminatul fluorescent şi iluminatul prin inducţie, fără să mai pomenim de existenţa corpurilor de iluminat antigrizutoase care nu prea este luată în considerare.

Tot astfel instalaţiile de semnalizare şi telecomunicaţii, în special cele legate de transportul pe orizontală, sînt rămase în urma posibilităţilor oferite de tehnica nouă. Sistemele de semnalizare, blocare şi centralizare, la transportul cu locomotive, troleifoanele, genefoanele nu se folosesc încă în minele noastre.

De remarcat că institutele noastre de proiectare tind spre o situaţie îmbucurătoare. Ele folosesc din ce în ce mai mult documentaţia modernă şi sînt mult mai puţin conservatoare decît exploatările. De asemenea Ministerul încearcă în ultima vreme să schimbe multe din vechile puncte de vedere asupra instalaţiilor electrice miniere.

Pentru a putea aprecia buna funcţionare a instalaţiilor electrice miniere şi a lua măsuri corespunzătoare de îmbunătăţire, este necesar a cunoaşte cît mai precis o serie de indici tehnico-economici. În prezent aceşti indici sînt însă insuficienţi şi incomplet cunoscuţi. Una din cauzele principale este lipsa de utilaj de măsură corespunzător. Cunoaşterea acestor indici ar aduce în plus un preţios ajutor în munca de proiectare.

14. **Avînd în vedere marea dezvoltare** pe care a luat-o în ultima vreme utilizarea energiei electrice în subteran, este evident că buna fucţionare, întreţinere şi utilizare cu randament maxim al utilajelor nu mai este posibilă fără o temeinică pregătire a cadrelor tehnice.

Orice mină modernă trebuie să dispună de o serie de electromecanici foarte bine pregătiţi atît teoretic cît şi practic. Această pregătire trebuie să aibă la bază şcoli de specialitate de diverse grade.

În afară de pregătirea din şcoală (inclusiv practica) este necesar a se organiza, chiar pentru tehnicienii de specialitate cu o îndelungată activitate practică, şedinţe de specializare în care, pe bază de referate, să se arate deficienţele utilajelor electrice existente, să se facă schimb de experienţă şi să se prezinte realizările şi tendinţele moderne. Aceste referate să cuprindă şi expunerile teoretice necesare, cerute de dezvoltarea tehnicii moderne şi fără de care nu se pot înţelege şi folosi judicios ultimele realizări ale ei.

În afară de pregătirea temeinică a tehnicienilor de specialitate este tot aşa de necesar a se face o instruire specială şi celor de alte specialităţi, dar care folosesc utilaje acţionate cu energie electrică. Pe lîngă obişnuitele instrucţiuni de tehnica securităţii ar fi indicată, mai ales pentru cadrele cu pregătire superioară, organizarea unor conferinţe cu tema „aplicaţiile electricităţii în mine". Aceasta ar împrieteni şi mai bine pe inginerul minier cu una din cele mai preţioase colaboratoare, de care în parte încă se teme: energia electrică.

Bibliografie

Utilajul electric al lucrărilor subterane din minele de cărbune, Moscova 1955.

Glückauf, august 1955.

Revue de l'Industrie Minérale, februarie nr. 1E, 1956.

Revue de l'Industrie Minérale, martie nr. 2E, 1956.

Noutăţi în minerit, Moscova, 1954.

E.T.Z. A 5 (1954).

Fr. Cadil.: Protecţia instalaţiilor electrice miniere.

Problemele mecanizării procesului tehnologic la saline

Conf. Ing. V. Cazacu
Institutul de Mine—Bucureşti

In cadrul problemelor tehnice ale salinelor, trebuie să se examineze mecanizarea, studiul şi posibilităţile de extindere a mecanizării operaţiilor principale de muncă, problemă de primă importanţă pentru întreaga economie naţională şi în special pentru industria extractivă. După cum este îndeobşte cunoscut, mecanizarea este unul din mijloacele cele mai puternice de mărire a posibilităţilor de producţie a întreprinderilor industriale. Ea aduce după sine şi alte avantaje: mărirea productivităţii muncii, micşorarea volumului de lucrări grele executate manual, reducerea accidentelor în subteran, micşorarea preţului de cost, ridicarea nivelului cultural al muncitorilor etc.

Dacă ne referim la situaţia salinelor şi la perspectivele de creştere a producţiei de sare, sarcinile lor pe cincinalul II sînt foarte importante, producţia din 1960 urmînd să fie 227% faţă de cea a anului curent. Faţă de marea creştere a producţiei ce se prevede, s-ar părea că intensificarea mecanizării va fi unul din principalele mijloace de folosit.

Un examen sumar al cifrelor globale de plan ne duce la concluzii eronate, deoarece producţia de sare se va dezvolta cu totul inegal în cincinalul II pe cele două moduri de exploatare folosite. La exploatările de sare în formă solidă producţia urmează să crească în proporţie de numai 37% faţă de 1956, în schimb însă la exploatarea prin dizolvare, creşterea sarcinilor de producţie va fi de 430%.

Creşterea relativ redusă a sarcinilor la salinele care exploatează sarea în formă solidă crează acestor exploatări o situaţie diferită faţă de alte sectoare ale industriei extractive din punct de vedere al mecanizării.

Salinele de la noi din ţară dispun de rezerve foarte mari şi au o capacitate de producţie destul de importantă; cu toate acestea, producţia pe anul în curs la aceste exploatări este foarte redusă şi reprezintă numai cca 37% din capacitatea de tăiere cu maşini de havat existente în prezent la saline şi numai 25% din capacitatea de extracţie pe puţuri.

Creşterea producţiei de sare în decursul celui de al 2-lea cincinal nu va mări cu mult indicele de utilizare al capacităţilor actuale. El urmează să ajungă în 1960 la numai 50% din capacitatea de tăiere mecanizată existentă astăzi.

Din acest motiv, mecanizarea la saline nu va putea urmări creşterea capacităţii lor de producţie şi aşa prea mare, ci realizarea celorlalte avantaje ale mecanizării: mărirea productivităţii muncii, reducerea manoperei şi reducerea preţului de cost.

In cazul menţinerii capacităţii de producţie actuale, acest lucru este ceva mai greu de realizat şi nu poate fi făcut decît urmărind concomitent o raţionalizare sau chiar o centralizare a producţiei.

Pe de altă parte, salinele noastre se găsesc de pe acum într-un stadiu înaintat de mecanizare pentru unele operaţii din ciclul tehnologic. Astfel, după datele ce posedăm, indicii de mecanizare la saline sînt următorii:

Perforare — mecanizare 100%
Havare cu maşini de havat-mecanizare 100%
Extracţia mecanizare 100%
Măcinare mecanizare 100%

La unele întreprinderi transportul pe galeriile de coastă este mecanizat total, cum e cazul la Ocna Mureşului şi Tîrgu Ocna, de asemenea în parte, în subteran, la Slănic.

S-ar părea deci că în materie de mecanizare, la saline nu este prea mult de făcut.

Dacă însă se examinează ceva mai amănunţit, problema mecanizării salinelor, apar unele aspecte noi.

Astfel se poate observa că o bună parte din seria de operaţii care sînt cuprinse în circuitul tehnologic al salinelor nu este mecanizată deloc, sau este foarte puţin mecanizată. In această situaţie se găsesc: sfărîmarea bulgărilor tăiaţi, pentru a putea fi încărcaţi, încărcarea sării, transportul în subteran, manevrarea în rampele la puţuri; manipularea şi încărcarea sării bulgări în vagoane.

Pe de altă parte, capacitatea de lucru a utilajelor şi oamenilor care deservesc operaţiunile mecanizate nu este suficient folosită.

Drept rezultat, producţia este scoasă din mai multe camere, decît ar fi necesar, personalul auxiliar de la transport şi deservire este mai mare, randamentul actual al muncii conţine o serie de rezerve şi ar putea fi mărit.

Eliminarea tuturor dificultăţilor legate de mecanizare se obţine prin introducerea mecanizării complexe a operaţiilor, prin extinderea mecanizării la restul fazelor de lucru, în prezent executate manual. Odată cu introducerea mecanizării complexe este necesar să se obţină coordonarea capacităţilor de lucru pornind de la transportul de la suprafaţă şi de la extracţie spre faza de tăiere, cu coeficienţi de siguranţă care să crească pentru a ţine cont de neregularitatea mai mare a producţiei în abataje şi pentru a asigura funcţionarea nestînjenită a fazelor principale de producţie.

Mecanizarea complexă pune probleme mari mineritului şi trebuie reţinută drept unul din principalele ţeluri de realizat şi pentru exploatările de sare.

Concomitent cu rezolvarea problemei mecanizării complexe este necesar să se reexamineze şi operaţiunile astăzi mecanizate pentru a vedea dacă nu este posibil să se înlocuiască utilajul existent printr-un utilaj mai nou, cu debite sau eficacitate mai mare şi rezultate economice mai bune, sau cel puţin să se mărească indicele de folosire al utilajului prin diverse îmbunătăţiri tehnice sau metode de lucru mai bine studiate.

Inlocuirea utilajului existent sau adaptarea utilajului celui mai corespunzător pentru anumite condiţii de zăcămînt constituie una din problemele tehnice cele mai importante şi în acelaşi timp cele mai delicate pentru inginerul şi tehnicianul din industria minieră.

Inainte de a examina mai amănunţit această chestiune, este necesar să precizăm cîteva lucruri :

Factorii care determină şi impun caracteristicile constructive şi de funcţionare ale unui utilaj oarecare sînt în primul rînd operaţia de lucru pe care o execută utilajul respectiv şi condiţiile în care se execută această lucrare. Maşinile folosite în industria minieră sînt influenţate în foarte mare măsură de condiţiile geologice miniere în care se află şi în primul rînd de proprietăţile fizico-mecanice ale rocelor în care vor lucra. In afara condiţiilor de zăcămînt care determină cel mai adesea forma şi gabaritul maşinilor, un rol deosebit de important în alegerea lor îl joacă metodele de exploatare folosite precum şi organizarea lucrului.

Proprietăţile fizico-mecanice ale rocelor : duritatea, casanţa, stratificaţia, clivajul, rezistenţa la foraj, la aşchiere, intercalaţiile şi natura lor, influenţează deosebit maşinile care execută lucrările de tăiere. Se cunosc o serie de scări de tărie a rocelor. In ultimul timp se accentuează însă tendinţa de a compara rocele pe baza rezistenţei la compresiune uniaxială. Pe această bază comportarea sării este asemănătoare cu a cărbunelui, a cărui rezistenţă variază între 100 şi 450 kg/cm², în timp ce rezistenţa sării este cuprinsă între 250 şi 400 kg/cm².

Această împrejurare face posibilă folosirea pentru tăiere a unui utilaj identic cu cel întrebuinţat în minele de cărbuni.

Pe de altă parte, apar elemente care provoacă diferenţieri faţă de mineritul de cărbuni : greutatea specifică mai mare a sării, forma zăcămîntului în masive mari, metodele de exploatare cu stîlpi părăsiţi. Ele permit folosirea unor maşini de gabarit mai mare, apropiate de cele folosite la minele de fier, atît pentru tăiere, cît mai ales pentru încărcare şi transport.

Progresele tehnice apărute în ultimii ani în mineritul de cărbuni şi fier impun să se cerceteze dacă nu este posibilă adoptarea unor utilaje, maşini, sau sisteme de lucru asemănătoare care să asigure randamente mai bune în lucru şi la saline.

Pornind de la aceste consideraţii, vom examina cîteva posibilităţi de îmbunătăţire a stadiului de mecanizare pe procesele curente de lucru de la saline.

Tăierea în abataj

Tăierea sării la metoda cu camere trapezoidale, cea mai răspîndită la noi în ţară, se face prin havarea unor făgaşe verticale şi orizontale, care desprind blocuri de 2 x 2 m şi lungi cît lungimea camerei.

Găurile forate cu perforatoare electrice rotative asigură completarea tăierii prin împuşcare.

Acest sistem de lucru este generalizat la aproape toate salinele. Dă randamente relativ bune şi cere un consum de explozivi redus.

Totuşi apar 3 inconveniente principale din punct de vedere al mecanizării :

— Maşinile de havat au un indice de utilizare redus : cca 200—500 m² făgaş pe lună.

— Se obţine un procent ridicat de blocuri, ceea ce impune sfărîmarea manuală şi nu permite folosirea celor mai multe tipuri de maşini de încărcat.

— In genere, folosirea maşinilor de havat nu dă rezultate economice deosebit de bune şi este depăşită în prezent de noi forme de mecanizare.

In legătură cu tăierea în abataj apar cîteva soluţii de încercat în vederea eliminării actualelor inconveniente de lucru.

a) **Havarea.** Una dintre acestea ar cuprinde unificarea sau tipizarea havezelor folosite în abataje odată cu coordonarea lor cu metoda de exploatare folosită, întrucît se pare că aceasta nu este ideal realizată în prezent.

Astăzi, la saline, pentru havare se folosesc 6—7 tipuri de haveze provenite de la constructori diferiţi. Maşinile sînt de puteri variate, cu braţe de lungimi diferite. Aceeaşi maşină este folosită : fie la făgaşe verticale, fie la făgaşe în abataje, fie la canale. Pentru acelaşi tip de haveză norma de tăiere diferă mult de la o întreprindere la alta. Astfel pentru havezele Samson, norma în canale la Slănic şi Ocna Mureş, este de 12 m²/oră, la Tîrgu Ocna este de 5,4 m²/oră, iar la Praid este de 2 m²/oră. Aceleaşi anomalii apar la havezele Anderson care au norma de 3 m²/oră la Tîrgu Ocna, iar la Slănic 6 m²/oră, deşi rezistenţa sării la Slănic este mai mare ca la Tîrgu Ocna.

Normele extrem de reduse pentru haveze la Salina Praid prin comparaţie cu celelalte saline, dacă în adevăr aici sarea este atît de dură, ridică în genere problema utilităţii havării în această salină.

Ar fi util ca experienţa adunată din folosirea maşinilor de havat la saline să se concretizeze şi să se precizeze cel mai corespunzător tip de haveze pentru executarea havării atît în canale cît şi la front şi salinele să fie dotate cu aceste maşini, trecînd în rezervă maşinile mai puţin corespunzătoare.

In lipsa unor date certe, dacă judecăm după normele folosite, ar reeşi că havezele care dau cele mai bune rezultate sînt havezele Samson de 70 C.P. şi havezele sovietice de tip M.V. 60 ca şi GTK — 35, care au o normă de tăiere orară de 12 m² fie că taie orizontal fie vertical. Pe de altă parte însă, realizările lunare de la Slănic pe anii 1953 şi 1954 arată o utilizare mai slabă a acestor maşini decît a maşinilor cu norma de lucru mai mică.

Ar fi util să se precizeze, pe bază de cronometraje repetate, executate în condiţii de lucru identice, care este sistemul de utilizare optim al havezelor pentru a reduce la minimum manevrele şi aşteptările inutile. Pe baza acestor date se va putea hotărî dacă nu e cazul să se înlocuiască havezele actuale cu havezele universale puternice, pe şenile (fig. 1).

Este de asemenea clar că va trebui să se precizeze lungimea de front a camerei care să asigure utilizarea optimă a maşinii de havat.

Atît tipizarea havezelor folosite, înlocuirea lor cu haveze universale, cît şi eventualele modificări ale lungimii camerelor în care lucrează acestea sînt măsuri cu caracter mai îndepărtat. Ca o soluţie în vederea îmbunătăţirii indicelui de folosire a havezelor cu caracter mai apropiat apare generalizarea dispozitivelor sau săniilor menite să reducă timpul manevrelor, să se mărească indicele de utilizare în timp la havezele care execută făgaşe verticale sau înclinate. De asemenea s-ar putea obţine fără dificultăţi uniformizarea lungimei braţelor la maşinile de havat : unele masini lucrează cu braţ de 1,65 iar altele cu braţe de 2,30—2,40 deşi au viteza de tăiere egală şi puterea lor este mai mică.

Tot în legătură cu utilizarea havezelor, ar fi de asemenea foarte util dacă pe baza experienţei existente s-ar trage concluzii privind unghiurile optime de degajare, ascuţire şi aşezare ale cuţitului.

Din examinarea consumului specific şi rezultatelor obţinute cu cuţite de diverse calităţi şi cu cele armate se va putea fixa materialul cel mai corespunzător pentru confecţionarea cuţitelor care să asigure rezultatele cele mai economice în exploatarea maşinilor de havat.

O măsură care ar putea fi adoptată ar fi montarea unor dispozitive de îndepărtare a prafului de la havaj la maşinile care nu posedă melci pentru evacuarea măruntei.

Prin aceasta s-ar putea economisi cel de al 2-lea ajutor de havator.

Variaţia foarte mare a suprafeţelor havate lunar pe maşină arată existenţa unor factori de organizare foarte diferiţi în decursul exploatării havezei. Cum la saline caracteristicile geologice-mineralogice şi de zăcămînt în genere rămîn neschimbate, dispar cauzele principale care ar putea produce perturbaţii în organizarea lucrului. Ar însemna că din punct de vedere organizatoric aici este mult mai uşor de a organiza lucrul după grafic asigurînd un indice ridicat de utilizare a maşinilor şi deci există importante posibilităţi de îmbunătăţirea organizării lucrului.

In sistemul actual de lucru cu haveza se produce un procent însemnat de blocuri.

Pentru eliminarea inconvenientului creat de prezenţa acestor blocuri mari care necesită sfărîmarea lor ulterioară se pot încerca o serie întreagă de soluţii mai ales cu caracter minier. In acest sens ar fi de recomandat :

— un studiu mai atent al aşezării şi încărcăturii fiecărei găuri pentru explozivi, atît la canale cît şi în front :

— folosirea unor explozivi mai brizanţi : de pildă dinamită în locul astralitei ;

— punerea la punct a procedeului de împuşcare milsecund în curs de experimentare la Salina Slănic;

— modificarea adîncimii sau aşezării făgaşului şi a dimensiunilor blocului de sare tăiat.

De observat că în unele ţări havajul la sare nu este practicat sau este practicat numai într-o măsură redusă, deoarece sarea tăiată pe alte căi revine mai economică decît dacă se exploatează cu haveza.

Ar fi cazul să se facă şi la noi în ţară un calcul privind faptul dacă nu este mai economic să se folosească exclusiv explozivi, sau numai un havaj redus şi să se folosească mai mult exploziv. S-ar utiliza pe scară mai mare mecanizarea chimică care a ajuns să fie foarte preţuită în multe ţări, deoarece este avantajoasă.

Reducerea dimensiunilor blocurilor de sare obţinute prin împuşcare socotim că nu va micşora procentul total de blocuri rezultate din mină sub nevoile consumatorilor însă va avea 2 avantaje importante: va reduce la minimum sfărîmarea secundară manuală sau cu ajutorul explozivilor şi va permite încărcarea mecanică a sării tăiate.

De aceea studiul şi aplicarea măsurilor tehnice care să reducă volumul blocurilor rezultate din împuşcare ar trebui să treacă pe primul plan. In legătură cu această problemă este de semnalat că reducerea dimensiunilor blocurilor de sare se poate obţine şi pe cale mecanică. Astfel s-a putea experimenta ferăstraele de cărbuni care ar putea fi încercate în locul spargerii manuale cu pene.

De asemenea s-ar putea relua încercarea de a sparge blocurile cu ajutorul ciocanelor de abataj pneumatice grele, sau de tipul spărgătoarelor de beton, cu deosebire că în loc de picon obişnuit să se experimenteze picoane în formă de pene. Rezultatele nu vor putea fi decît mai bune decît cele obţinute manual. Desigur că în aces caz va apare necesitatea montării unor compresoare mici, ceeace va complica lucrul la salină.

Mergînd mai departe pe ideia tăierii mecanice pînă la limita extremă, la eliminarea totală a explozivilor şi tăierea sării numai în blocuri, s-ar putea imagina folosirea maşinilor moderne pentru debitarea blocurilor din carieră, prevăzute cu circulare mari orizontale şi verticale, care să taie dintr-odată sarea în cuburi pe dimensiuni fixate. Această soluţie nu este cazul să fie aplicată.

Perspective mult mai interesante pentru introducerea şi folosirea lor în industria sării o au combinele moderne pentru tăiat cărbuni. Dintre numeroasele tipuri de combine bazate pe diverse principii care au intrat în fabricaţie de serie, sau sînt în stadiu de încercare, cele mai avantajoase par să fie acelea care execută mărunţire totală, fie pe principiul frezelor, fie pe principiul forării.

De altfel, pentru minele de potasiu s-a şi construit şi funcţionează o combină echipată cu 3 sau cu 2 tobe dinţate, care este destinată pentru abatajele cu front lung în strate subţiri (fig. 2).

Combine de acest fel au tobele cu Ø de 80 cm. Pe acestea sînt montate cîteva rînduri de dinţi. Fiecare tobă este acţionată de către un motor de 100 CP.

Toba superioară se poate regla ca înălţime, combina putînd tăia în strate cu grosimea de 1,20 — 1,7 m.

Combina se deplasează în lungul frontului mişcîndu-se pe banda cu raclete Westfalia, cu o viteză de 38 m/oră. Fronturile au lungimea de 150—200 m.

S-au realizat producţii de 500—600 t/zi cu un randament de 25 t/post. Inconvenientul principal al acestei combine este procentul mare de mărunţă pe care îl produce deşi are consum specific de energie relativ redus.

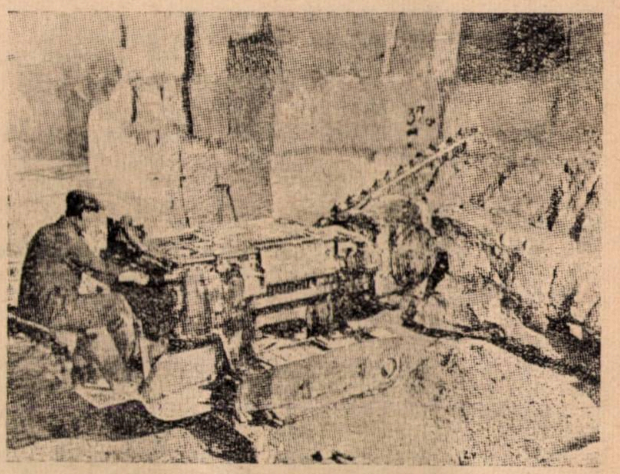


Fig. 1. *Haveză universală pe şenile.*

O combină mai nouă, (fig. 3), care a dat rezultate foarte încurajatoare la cărbuni, cu un procent de mărunţă foarte redus şi consum mic de energie, o constituie combina Trepaner. Organul de lucru al acesteia este o freză rotativă cu trei braţe aşezate radial la 120°, fiecare braţ fiind echipat cu dinţi foarte puternici aşezaţi paralel cu axul (perpendicular pe braţe). Combina avansează în lungul frontului, pătrunzînd axial în front ca un sfredel cu diametrul de 90 cm, mărunţeşte cărbunele şi îl proiectează pe transportorul situat lîngă front.

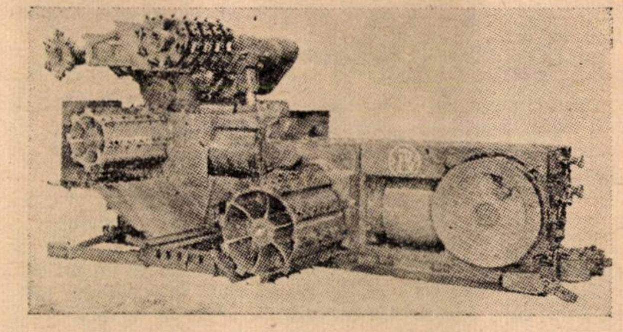


Fig. 2. *Combina cu tobe pentru minele de potasiu (Anderson)*

Ne putem aştepta ca aceste combine sau alte tipuri asemănătoare să poată fi folosite cu deosebit succes şi la sare.

Folosirea lor nu se va putea face decît după experienţe prealabile şi eventuale modificări sau adaptări în construcţia sau cinematica organelor de tăiere.

Experimentarea lor o socotim de o perspectivă mai apropiată decît s-ar crede în primul moment date fiind rezultatele bune care sînt semnalate de literatură.

Este de observat însă că metoda cu camere şi stîlpi folosită la noi nu permite cea mai raţională utilizare a maşinilor de havat sau a combinelor construite pentru fronturi lungi, de oarece lăţimea camerei este redusă fiind cuprinsă între 12 şi 40 m.

In acest caz, maşina nu se poate deplasa pe distanţe mari, cum se practică la exploatarea stratelor subţiri. Acestea produce complicaţii în sincronizarea avansării frontului lung şi execuţia lucrărilor de pregătire pentru fîşia următoare, cerînd un ritm mai rigid lucrărilor sau introducerea unor camere de rezervă. Din această cauză rezultatele tehnice şi economice sînt mai puţin bune decît dacă s-ar folosi un ciclu tehnologic şi maşini adaptate lucrului în abataje cameră, maşini asemănătoare cu cele pentru executarea lucrărilor de pregătire, care sînt examinate în cele ce urmează.

b) **Perforarea.** Perforarea electrică a găurilor la saline în prezent reprezintă unul din cele mai înaintate stadii de mecanizare a acestei operaţii, deci nu poate fi vorba de o perfecţionare de principiu a acesteia.

Se pot face însă unele propuneri de detaliu asemănătoare cu cele făcute la maşinile de havat, adică generalizarea folosirii perforatoarelor electrice rotative de mare debit şi înlocuirea peforatoarelor care se încălzesc deoarece au normele micşorate cu 25%.

Va trebui să se verifice dacă turaţia perforatoarelor care se încălzesc la perforare nu este anormală. La perforarea în jos, după practica altor ţări, se recomandă perforarea cu turaţia de 680 — 700 t/minut, dar cu sfredelul cu spire multe pe metru (38 spire), ca să ajute la scoaterea mărunţei de la foraj. In unele regiuni ca de pildă la Stassfurtt, pentru uşurarea lucrului cu perforatoare electrice rotative, se folosesc şi ventilatoare speciale de tip Foehn pentru suflarea găurilor cu adîncime de 3 m. Ele asigură o presiune de 800 mm. de apă şi au un motor de 0,4 kW. Perforatoarele construite pentru lucru în jos nu dau acelaş rezultat la perforare orizontală sau în sus. Pentru găuri de acest fel se recomandă încercarea sfredelelor speciale cu un număr mai redus de spire pe metru (26—30).

Tot în legătură cu perforarea, încercările de a fora cu sfredele armate cu tăişuri amovibile la Ocna Mureşului şi Dej, sînt foarte interesante, Este normal să aşteptăm ca folosirea lor să aducă mărirea vitezei de perforare şi să lungească durata de existenţă a tăişului care poate ajunge între 660—1620 m, cu 30—40 ascuţiri.

Are de asemenea importanţă practică punerea la punct a formei şi dimensiunii tăişului sfredelelor precum şi diferenţei dintre diametrul cartuşului, a tăişului şi a sfredelului (de 2—3 mm), în special la găurile îndreptate în jos.

In cazul folosirii explozivilor pe scară mare şi suprimarea havării, numărul de găuri de perforat va fi mai mare. Pentru simplificarea operaţiei s-ar putea folosi fie cărucioare pe perforare automotoare montate pe şenile, fie maşini de încărcat echipate cu perforatoare (manipulatori).

Norma de perforare de la Praid, care este 50% din cea curentă la celelalte întreprinderi, pare forate redusă şi ar trebui să fie reexaminată. Dacă duritatea sării se confirmă şi impune o asemenea normă, ca şi un consum ridicat de explozivi, va trebui să se facă rezerve mari în ceea ce priveşte dezvoltarea de viitor a salinei Praid.

O problemă legată de perforare o constituie forajul găurilor în cadrul metodei de exploatare cu camere ascendente de la Ocna Mureşului. Aici reducerea numărului minerilor cari deservesc un perforator s-ar putea realiza în primul rînd cu ajutorul perforatorelor montate pe coloană.

Această soluţie folosită curent în alte ţări, va da rezultate cu condiţia ca lucrările de tăiere şi încărcare să fie conduse în mod normal, astfel ca să se poată monta coloana în bune condiţiuni.

Se va putea încerca perforarea cu suporţi pneumatici, care dau bune rezultate la cărbuni şi minereuri şi care au un consum extrem de redus de aer comprimat. Nu este exclus ca această soluţie care necesită un mic compresor, să nu se dovedească mai expeditivă şi economică decît prima, deoarece manipularea suporţilor pneumatici este mult mai uşoară decît fixarea coloanelor de perforare (Fig. 4).

De altfel metoda de exploatare folosită, trebue reexaminată deoarece nu este exclus ca o parte din dificultăţile care apar la perforare să fie datorate încărcării întregului material provenit de la prima împuşcare. Prin modificări de detaliu în aplicarea metodei şi a înălţimii treptelor ar fi posibil să se perforeze găuri orizontale fără mari dificultăţi, prin analogie cu metodele de exploatare cu minereu remanent de la minele din regiunea Baia Mare. Lucrul aci va fi mai uşor, deoarece perforatorul folosit la sare are greutate mai mică, nu este percutant şi nu dă recul.

Faţă de sistemul de lucru existent în alte ţări la exploatările de sare, reducerea echipei de forat la 1—2 oameni, trebuie considerată cu totul normală.

Tăierea la lucrări de pregătire

Zăcămintele de sare de la noi din ţară cu dezvoltarea lor în masive groase şi puternice ca şi metodele de exploatare folosite, simplifică mult lucrările de deschidere şi pregătire prin comparaţie cu volumul şi problemele pe care le ridică aceste lucrări la alte exploatări miniere şi la zăcămintele de sare din alte ţări. In afara galeriior de trasare, care se execută avînd o singură faţă liberă, restul galeriilor, „canalele", au două feţe libere şi nu necesită susţinere specială.

Profilul lor este destul de mare, iar tehnica tăierii prin havare cu ajutorul maşinilor de havat şi al forării cu perforatoare electrice este pusă la punct.

Privind însă din punct de vedere al indicelui de folosire a utilajului şi odată cu aceasta şi a personalului care îl deserveşte, se poate pune întrebarea dacă nu s-ar obţine o reducere a timpilor auxiliari prin folosirea unor maşini de havat mobile, pe şenile sau roţi, cu braţ universal, care să se rotească şi să taie cu uşurinţă atît în plan vertical cît şi în plan orizontal, deservind cel puţin 2 locuri de muncă concomitent.

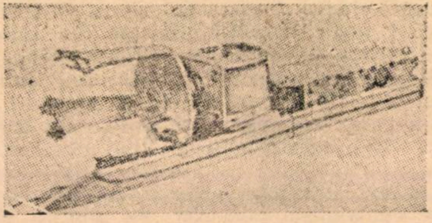


Fig. 3. Combina Trepaner

Faţă de progresele mecanizării şi tehnicii noi, trebuie să se examineze în ce măsură se pot introduce la lucrările de înaintare combinele moderne construite pentru sare.

Aceasta cu atît mai mult cu cît primele combine pentru înaintări au fost destinate pentru lucrările de săpare a galeriilor în sare sau săruri de potasiu.

După cum se ştie, prima maşină de acest fel „Minerul de fier" a fost încercată înainte de primul război mondial.

Ideia de principiu a acestei maşini a fost reluată apoi după 1945 şi au fost construite combinele Cihaceov (fig. 5) şi combina Schmidt (Nordhausen) (fig. 6).

Ele se aseamănă avînd organul compus din 3 sau 4 braţe, care se rotesc în jurul unui arbore central. Pe aceste braţe se găsesc aşezate cuţitele de tăiere. La tipurile mai noi ale acestor combine se folosesc 2 feluri de cuţite, unul care taie aşchii, creind în front nişte canale circulare, iar celelalte în formă de pană, presează lateral pe pereţii dintre canale şi produc forfecarea acestora.

Organul de lucru în afara mişcării de rotaţie la care este supus, este împins spre front cu ajutorul unei prese hidraulice. Materialul rezultat prin tăiere este ridicat de nişte cupe aşezate în spatele braţelor de lucru; cupele îl descarcă pe o bandă de încărcare aşezată longitudinal, care serveşte la încărcarea vagonetelor. Tipurile experimentate iniţial, prevăzute cu motoare mari de cca 120 kW—150 kW, aveau lungimea de 15—30 m şi greutatea de 35—60 t. Datorită lungimii lor mari nu se puteau înscrie în galerii cu raza mică. La Cihaceov raza minimă este de 80—100 m iar la Schmidt—Nordhausen chiar de 175 m.

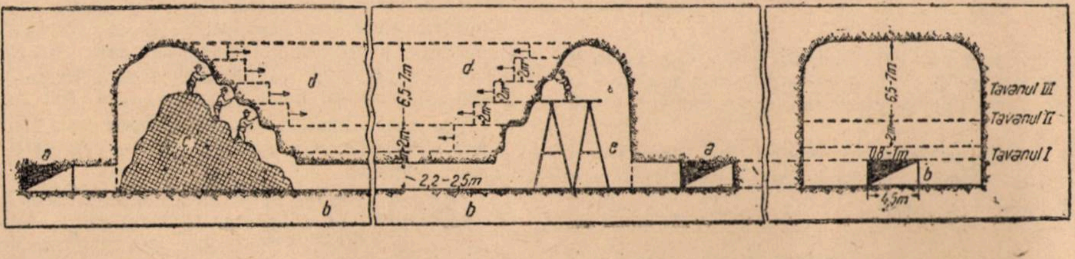


Fig. 4. Metoda de exploatare cu camere mici.

Galeriile rezultate aveau diametrul de 3 m sau de 2 m. Realizările maxime lunare, lucrînd în 2 schimburi, au fost de ordinul a 277 (294 m) galerie săpată pe lună, cele medii de 150—170 m.

Ultimul tip de combină Nordhausen (fig. 7) apărut de curînd are lungimea de 10 m şi greutatea de 17,5 t putînd săpa galerii cu raza de curbură de 20—25 m. Rezultatele practice ale lucrului cu această maşină nu au fost încă publicate.

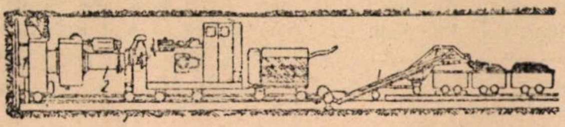


Fig. 5. Combina Cihaciev

Faţă de aceste realizări şi caracteristici, reiese clar că asemenea combine nu sînt corespunzătoare pentru condiţiile de zăcămînt de la noi din ţară, unde distanţele de săpat în linie dreaptă sînt scurte, iar volumul total de galerii de săpat este relativ redus, astfel că maşina nu ar fi suficient utilizată.

De altfel, nici forma circulară a galeriei tăiată de combină nu este corespunzătoare pentru trasarea camerelor în facerea canalelor.

În afară de aceasta, tăierea mecanică, în condiţiile de lucru ale acestor maşini, revine mai scump decît cea cu ajutorul explozivilor din cauza mărunţirii totale a sării pe care o provoacă.

Mai interesantă ar putea să apară folosirea în viitor a combinei Goodman 500, (fig. 8) apărută acum 2 ani. Aceasta are ca organ de lucru doi rotori aşezaţi unul lîngă altul avînd diametrele cît înălţimea galeriei. Rotorii sînt prevăzuţi cu 3 braţe, echipate cu cîte 3 dinţi puternici servind la tăierea materialului. Dinţii sînt lungi şi au îngroşată partea de la bază, astfel că, după ce formează nişte canale, realizează şi operaţia de forfecare a blocului dintre canale. Lipiturile rămase la tavan şi la vatră, între zonele tăiate de cei doi rotori şi profilul normal al galeriei sînt tăiate de un lanţ avînd raclete şi dinţi în consolă, care completează profilul lucrării.

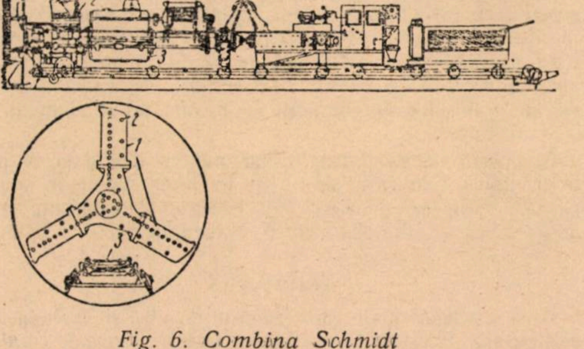


Fig. 6. Combina Schmidt

Stabilitatea maşinii este asigurată graţie rotorilor care se învîrtesc în sens invers astfel că reacţiunile masivului în curs de tăiere se echilibrează. Cuţitele puternice şi rare asigură tăierea în blocuri cu un procent redus la măruntă.

Profilul de tăiere este de 2,1 m înălţime şi 3,95 m lăţime. Viteza de avansare este de ordinul a 50 m/schimb. Combina taie fără greutate şi intercalaţii de şist, calcare şi pirită şi probabil va putea fi folosită cu succes şi la sare.

O altă combină (fig. 9) de mare debit care ar putea să găsească utilizare la exploatarea sării este cîrtiţa minieră. Principiul ei este cunoscut de 6—7 ani, combina lucrează prin frezare frontală cu ajutorul a 2 serii de braţe, echipate cu cîte 3 cuţite speciale aşezate pe peretele frontal. Materialul tăiat este încărcat de către o serie de benzi cu raclete. Întreaga maşină se mişcă pe şenile. Ea este destinată galeriilor de cărbune şi taie profilele de 1,80 x 3,50 m. Ultimul tip apărut (Nr. 76 B) a reuşit să taie 900 t cărbune pe schimb, cu un randament de peste 100 t/post.

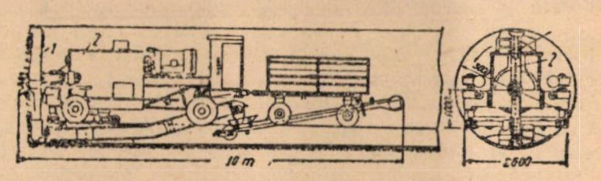


Fig. 7. Combina Nordhausen.

Este cert că progresele făcute în ultimul timp atît în construcţia combinelor pentru înaintare, cît şi pentru abatajele frontale vor reduce foarte mult cîmpul de utilizare al havezelor şi combinele le vor înlocui în curînd datorită marilor avantaje pe care le au faţă de acestea. Ele mecanizează complet operaţia de tăiere şi cea de încărcare. În afară de aceasta, combinele mai noi au un consum specific redus de energie pe tona tăiată.

Este foarte necesar să urmărim rezultatele lucrului cu aceste combine în eventualitatea unei foarte apropiate achiziţionări a lor pentru a le folosi atît la săparea canalelor, cît şi a camerelor.

Faţă de enormele posibilităţi de producţie ale unor asemenea maşini, care vor simplifica organizarea activităţii din subteran ele îşi vor găsi foarte bine locul în marile camere de la saline.

Prin introducerea lor, salinele noastre vor avea asigurată producţia zilnică de la un loc sau două de muncă, lucrînd numai într-un schimb.

Încărcarea

Încărcarea sării la locurile de muncă, front, canale, trasare, azi se face manual, în mai toate salinele. În ipoteza mecanizării complexe, este clar că această practică trebuie să dispară, deoarece încărcarea reprezintă o lucrare grea care necesită un efort fizic foarte important.

In afară de aceasta, ea constituie una din gîtuirile principale care stau în calea unei organizări mai rapide a ciclului de producţie şi duce la un randament redus de muncă.

Principala dificultate în calea mecanizării încărcării o constituie cantitatea mare de sare tăiată în blocuri care trebuie apoi spartă manual.

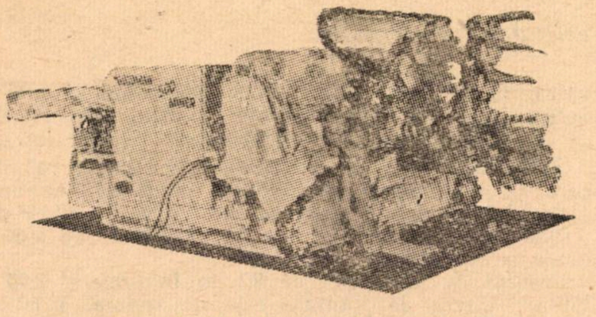


Fig. 8. Combina Goodman 500

De aceia s-a insistat în cele de mai sus asupra necesităţii de a modifica tehnologia tăierii pentru a reduce la minimum sfărîmarea secundară. In cazul cînd aceasta se realizează, posibilitatea de folosire a numeroaselor maşini de încărcat existente se măreşte mult. In afara maşinilor de încărcat specifice pentru materialele în blocuri, în acest caz va fi posibil să se folosească şi maşini de încărcat construite pentru încărcarea cărbunilor.

Posibilităţile de folosire a maşinilor de încărcat sînt create şi de faptul că la saline spaţiul de lucru al maşinilor nu este limitat. Se cunosc cazuri cînd au fost folosite pentru încărcare în subteran chiar escavatoare cu lingura de 0,5 m^3. In afară de aceasta, vatra este plană şi tare, astfel că dispar o serie de condiţii limitative pentru introducerea şi folosirea încărcătoarelor mecanice. Singurele elemente de luat în consideraţie sînt dimensiunile maxime ale blocurilor şi greutatea specifică a lor, deoarece abrazivitatea sării este redusă.

Aceste ultime condiţii fac mai puţin recomandabile o serie de maşini de încărcat destinate materialului mărunt sau cu greutate specifică mică, cum sînt cărucioarele cu bandă de cauciuc (aşa numitele transbordoare sau reîncărcătoare) folosite la noi în ţară în minele de cărbuni. Ele de fapt reprezintă o semi-mecanizare, deoarece materialul se încarcă cu lopata la capătul inferior al benzii. De asemenea nu pot fi considerate ca indicate maşinile bazate pe principiul scocului oscilant, de tip cioc de raţă sau lopeţile percutante, Tot din cauza blocurilor mari corespund mai puţin maşinile de încărcat cu raclete în consolă.

Mai interesante sînt maşinile de încărcat cu dispozitivul de încărcare tip cupă. Dintre numeroasele tipuri de maşini existente sau din cele cunoscute la noi în ţară, s-ar putea pune problema încercării maşinii de încărcat tip E.P.M., 1 de construcţie sovietică (greutatea 5 t), cu cupa de 0,2 m^3 acţionată electric. De asemenea s-ar putea studia încercarea unei maşini bazată pe acelaş principiu avînd cupa mai mare, cum ar fi de pildă Eimco 40, cu cupa de 0,4 m^3.

Rezultate tehnice bune în ceea ce priveşte încărcarea, se pot aştepta de asemeni de la maşinile de încărcat grele, destinate încărcării materialelor sterile la tunele, cum este tipul maşinilor U.P.M.-1, P.M.U..-1, (sovietic) sau Conway (american).

Experienţa care se face în prezent la Slănic de a folosi maşina de încărcat cu braţe laterale de tip S-153 este foarte interesantă (fig. 10).

Deşi această maşină este construită în primul rînd pentru încărcarea cărbunilor ea se dovedeşte corespunzătoare pentru exploatările de sare şi urmează să se verifice cît timp rezistă fără uzură mare. Cum această maşina are un debit normal mare (90 t/oră) permite organizarea lucrului cu exploatarea unei fîşii de doi metri pe schimb, deci o producţie de cca 400 t dintr-o singură cameră.

Maşina se mişcă pe şenile şi are un braţ de descărcare mobil astfel că se poate deplasa cu uşurinţă în lungul frontului încărcînd fără dificultate o garnitură de vaganete situată pe linia ferată. Faţă de avantajele pe care le are, în cazul cînd maşina se va dovedi rezistentă, este normal să fie folosită pe o scară cît mai mare. Există maşini de acest fel care au ajuns să incarce 12 t/minut (Joy BU 18).

La salinele din alte ţări cea mai răspîndită maşină de încărcat este însă scraperul. El încarcă blocuri sensibil mai mari decît celelalte maşini de încărcat, este mai robust şi efectuează în acelaş timp şi transportul materialului pe distanţe care pot ajunge la 100 sau 200 m, însă cu randament optim pînă la 50—60 m.

Instalaţiile de scraper, după cum se ştie, se compun din: lada scraperului, troliul special, cablurile de legătură şi rola de întoarcere. Cum la saline sarea se încarcă în vagonete este necesară şi o platformă de încărcare pe care să se urce cutia pînă deasupra vagonetului, în momentul încărcării fig. 11.

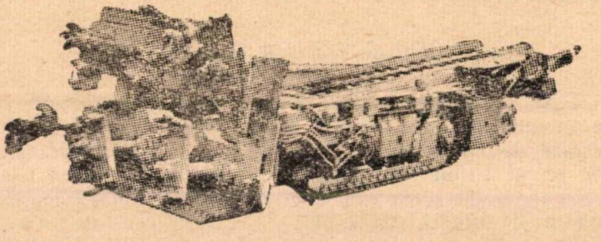


Fig. 9. Cîrtiţa minieră.

Cupele de scraper pentru înaintări în galerii se fac deobicei de 0,5—1,0 m^3. Pentru camerele de exploatare precum şi pentru exploatarea în camere mici şi trepte răsturnate, în alte ţări se folosesc cutii de 1,5—2,5 m^3, capacitate, coordonate şi cu capacitatea cutiei vagonetului. Puterea troliului şi a celorlalte elemente se dimensionează în concordanţă cu acestea. Pentru cutia de 1,5—2 m^3 se folosesc obişnuit motoare de 50 kW. Debitul screperelor variază atît cu capacitatea cupei cît şi cu distanţa de transport şi cu viteza cupei. Pentru un screper cu cutia de 2,5 m^3, şi distanţa de transport de 150 m, debitul teoretic este de cca 300 t/schimb. In practică însă se realizează coeficienţi de utilizare mult mai mici aşa că debitele nu întrec 70 t/schimb. In cazul deservirii cu ajutorul a doi oameni se obţine un randament de 30—35 t/post.

Screperul se va putea folosi pentru debite ceva mai mici, adică cele care se obţin în mod curent în majoritatea salinelor noastre, iar experienţa celorlalte ţări asigură că rezultatele vor fi favorabile.

Transportul

Atît caracteristicile de zăcămînt cît şi metoda de exploatare folosită la salinele noastre creiază condiţii speciale pentru transportul producţiei.

Distanţele de transport în genere sînt mici, sub 300 m. Numai la Slănic şi Ocna Mureşului distanţele maxime de transport ajung la 6—800 m. Camerele de exploatare sînt pe acelaş nivel cu rampa inferioară a puţului deci nu există transport în trepte, transportul din abataj prelungindu-se pînă în rampă pe un singur orizont, ceea ce uşurează circulaţia şi reduce parcul de vagonete. Spaţiul liber este suficient de mare pentru a aşeza alături linii duble sau triple. Vatra este tare astfel că permite desfiinţarea traverselor şi mutarea uşoară a liniei. Toate acestea simplifică transportul şi elimină o bună parte din problemele mult mai grele ale altor exploatări miniere unde reţeaua de transport este complicată, în trepte succesive, iar distanţele de transport sînt de cîţiva kilometri lungime.

O parte din saline, în afara transportului în cameră pînă la puţ, mai au faza de transport la orizontul superior, pe galerie de coastă, pînă la suprafaţă.

Transportul în prezent la saline se face cu ajutorul vagonetelor împinse manual, sau la unele saline trase de locomotive. Pe galeriile de coastă, transportul se face cu locomotivele.

In transportul în saline, în condiţiile menţionate mai sus se pot distinge 3 faze principale:

— transport în subteran pînă la puţ
— extracţie pe puţ
— transport la orizontul superior şi circuit de suprafaţă cu sau fără galerie de coastă.

a) Transportul în subteran pînă la puţ. Principial el poate fi realizat cu transportoarele, pe cale ferată, cu vagonete automotoare pe cauciucuri, cu scraperul sau cu o combinaţie a lor. Primele soluţii pot fi folosite datorită faptului că la o mare parte din saline distanţele de transport sînt reduse.

Dintre diversele tipuri de transportoare folosite, scocurile oscilante cu acţionare electrică au fost utilizate în mai multe ţări la transportul în abataj pentru sărurile de potasiu. Ele au prezentat două inconveniente principale: tendinţa de lipire a carnalitei de fundul scocului şi greutăţile de transport al blocurilor. Aceste inconveniente au limitat folosirea lor şi le fac mai puţin corespunzătoare pentru întreprinderile noastre.

O perspectivă de utilizare mult mai largă o au benzile cu raclete blindate, care se adaptează mai bine la transportul blocurilor, au debit constant şi mult mai mare decît scocurile oscilante şi în plus permit încărcarea prin împuşcare. Cum tipurile noi de transportoare blindate cu cuplaje hidraulice permit transportul pe distanţe pînă la 100—170 m. transportul producţiei la unele saline ar putea fi realizat cu ajutorul a 2—3 benzi cu raclete blindate puse în serie.

Această soluţie va putea fi adoptată odată cu concentrarea producţiei şi mecanizarea complexă a celorlalte operaţii din abataj, în cazul cînd debitul de producţie va justifica asemenea instalaţii de mare debit.

Un alt sistem de transportor care ar putea fi folosit, pentru sare, îl constituie benzile cu plăci metalice, mai solide, mai robuste, avînd un consum mai redus de energie electrică. Singurul inconvenient pe care îl au este acela că nu poate fi mutate odată cu frontul ceea ce exclude folosirea lor în exploatare în abataje şi face posibil numai transportul pînă la puţ.

Cît priveşte cel de al doilea sistem de transport folosit în saline — transportul pe cale ferată — el are la noi în ţară răspîndire generală. In cazul păstrării şi pe viitor a acestui sistem de transport odată cu creşterea debitului de transportat la salinele mari, şinele existente vor trebui înlocuite cu şine mai grele. Linia va trebui să aibă pante regulate, plăcile de întoarcere să fie înlocuite cu macaze, să se introducă linii duble sau circuite speciale pentru deservirea punctelor de mare debit şi în genere să se treacă la un transport mai organizat.

Cît priveşte parcul rulant, odată cu încărcarea mecanică va trebui să se treacă la vagonete metalice deoarece cele de lemn vor fi distruse în termen scurt sau vor necesita întreţinere mult mai mare ca în prezent. Va trebui ca la noile vagonete introduse să se adopte capacitatea maximă de încărcare pe care o permite colivia puţului. Totodată se va căuta şi o tipizare a lor. Probabil că nu va fi greu să se introducă vagonete cu capacitatea de 1—1,5 m^3 în loc de 0,6 cît au în prezent.

Pentru transportul vagonetelor la salinele mari şi cu distanţe de transport mai lungi, vor fi mai corespunzătoare locomotivele de 4 sau maximum 6 tone; cele de două tone nu vor putea face faţă debitelor de transport a punctelor de mare debit, din salinele mari.

In ceea ce priveşte modul de acţionare, ar fi de preferat locomotivele electrice cu troleu. Este just însă că lipsa de fixitate a vetrei camerelor ca şi traseele mobile ale liniilor împiedică folosirea cu succes a acestor locomotive. De asemenea şi investiţiile relativ mari pentru întreaga instalaţie nu justifică folosirea lor în condiţiile existente la exploatările prin camere ci numai pe galeriile de coastă.

Din punct de vedere economic, cele mai corespunzătoare locomotive sînt cele Diesel, cu condiţia ca aerajul să fie destul de puternic şi bine condus, iar locomotiva să nu producă o cantitate mare de CO. In minele de cărbuni din alte ţări chiar şi la cele grizutoase, locomotivele Diesel sînt răspîndite pe o scară largă. La salinele de la noi se va putea pune problema folosirei lor cu condiţia organizării unui aeraj activat. Locomotivele electrice cu acumulatori deşi sînt antigrizutoase şi nu viciază aerul, au inconvenientul unui cost de achiziţionare şi de exploatare mult mai mare decît locomotivele Diesel.

In genere, la distanţe scurte de transport, locomotivele devin mai puţin economice din cauza necesităţii de a forma trenurile şi manevrele suplimentare de cuplare şi de decuplare care apar. Indicele lor de utilizare depinde şi de pauzele care apar la rampe şi la punctele de încărcare.

Date fiind distanţele scurte de transport de la salinele de la noi din ţară, prezintă posibilităţi deosebit de interesante folosirea vagonetelor automotoare de mare capacitate de încărcare (6—12 tone) montate pe cauciucuri. După cum se ştie aceste vagonete pot fi acţionate prin acumulatori, sau prin intermediul unui cablu electric lung de 100 m care se înfăşoară pe o tobă sau chiar cu motoare Diesel. Incărcarea şi descărcarea vagonetului se face cu ajutorul unui transportor cu raclete montat pe fundul acestuia (fig. 12).

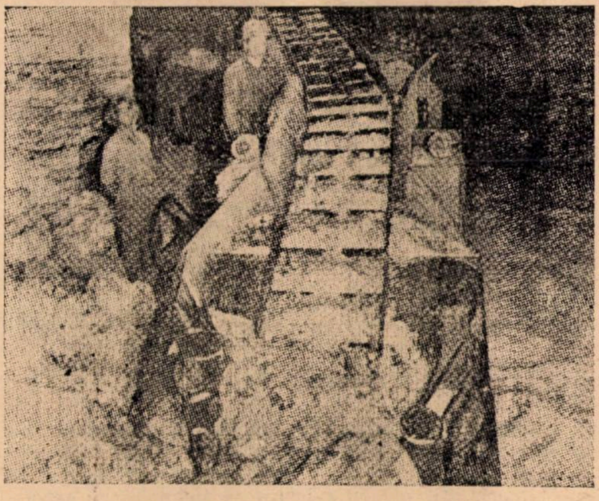


Fig. 10. Maşină de încărcat tip S—153

La o mină de sare din Canada se folosesc în paralel cu vagonetele automotoare şi camioane basculante cu capacitatea de 10 t. Viteza vagonetelor automotoare ajunge la 9 km/oră iar a camioanelor la 23 km/oră.

Vagonetele automotoare vor trebui să se descarce la rampele puţului în vagonete normale, în care apoi se va face extracţia pe puţ.

Sistemul de transport fără linie este cel mai modern, asigură o perfectă deservire a combinei sau maşinei de încărcat şi va trebui experimentat în viitorul cel mai apropiat la unităţile productive de mare debit.

Ca mijloc de transport pe distanţe pînă la 100 m., cum s-a pomenit şi mai sus, ar putea fi folosit screperul. Aplicarea acestui sistem ar putea fi luată în considerare pentru debite relativ mici, deoarece transportul orizontal micşorează capacitatea lui de încărcare.

De altfel, instalaţia de transport de adoptat pentru fiecare salină în parte va depinde de modul de tăiere şi de încărcare ales.

b) **Transportul pe puţuri.** Capacitatea de extracţie a puţurilor de la salinele noastre în genere este destul de larg dimensionată faţă de producţia actuală de transportat.

La unele exploatări de sare însă în cursul cincinalului II, producţia va fi greu extrasă în 2 schimburi. La aceste saline va trebui să se mărească capacitatea de extracţie a puţurilor pentru a se asigura dezvoltarea producţiei lor la maximum permis de zăcămînt sau pentru a face faţă vîrfurilor de producţie impuse de variaţiile mari ce apar în consumul de sare.

Lucrul acesta va putea fi realizat prin reducerea timpului de introducerea şi extragerea vagonetului din colivie, ceea ce se poate obţine fără mari dificultăţi prin trecerea de la puţuri cu rampe în fund de sac, la puţuri cu rampe de trecere.

Amenajarea rampelor de trecere ar urma să fie făcută atît la orizontul de bază, al puţului, cît şi la orizontul superior al acestuia.

Odată cu aceasta va fi cazul să se studieze introducerea împingătoarelor la puţ, eventual a unor circuite automate, echipate cu lanţ elevator şi pante automotoare, care să asigure un debit de extracţie şi de circulaţie mult mai mare cu un personal de deservire mai redus.

Inconvenientele miniere care ar apare datorită faptului că puţul rămîne numai cu doi pereţi în sare nu sînt prohibitive şi vor putea fi eliminate fără mari greutăţi.

La unele saline mari s-ar putea pune problema aranjării concasării în subteran cu un siloz tampon şi extracţie la suprafaţă cu skip.

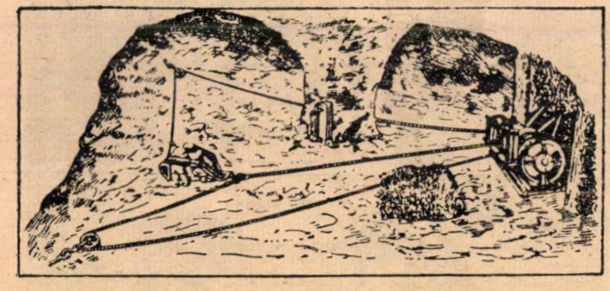


Fig. 11. Instalaţie de screper.

c) **Transportul la orizontul superior şi suprafaţă.** La puţurile care ies la zi este necesar ca circuitul de suprafaţă să fie amenajat ca circuit automat în special la salinele mari, atît pentru asigurarea debitelor de extracţie, cît şi pentru reducerea personalului de deservire a puţului.

La salinele care au puţuri oarbe şi galerie de coastă folosirea locomotivei electrice cu troleu este cea recomandată.

In legătură cu transportul la suprafaţă odată cu introducerea încărcării mecanizate vor apare probleme noi, deoarece din mină vagonetele vor ieşi umplute cu blocuri amestecate şi cu sare măruntă, spre deosebire de situaţia actuală cînd alegerea blocurilor se face în subteran.

Această împrejurare nouă impune ca vagonetele să fie răsturnate cu ajutorul unui culbutor situat lîngă puţ, iar blocurile să fie separate de sarea care merge la moară. Transportul de la culbutor va trebui să se facă mecanic, pe un transportor pînă la moară, sau la silozul pentru blocuri.

O problemă acută pentru saline este încărcarea mecanizată a sării în vagoane de cale ferată. Sarea este livrată în vrac, în bulgări, sau măcinată în saci. Modul de încărcare pe sortimente nu poate fi identic. Obişnuit sarea în vrac se încarcă în vagoane prin cădere liberă, rapid şi economic. In unele ţări se încarcă în vagoane prin proiectare, cu ajutorul unor dispozitive analoage cu cele folosite pentru rambleierea mecanică (fig. 13).

Cu anumite amenajări şi sarea în bulgări ar putea fi manipulată în mod analog prin alunecarea pe jghiaburi după sistemul de încărcare al blocurilor la lignit.

Pentru manipularea sării în saci sînt de preferat mici platforme pe care sînt aşezaţi la punctul de încărcare cca. 30 saci. Platformele sînt duse cu ajutorul unor electrocare fie la magazie, fie de la magazie la vagon (fig. 14).

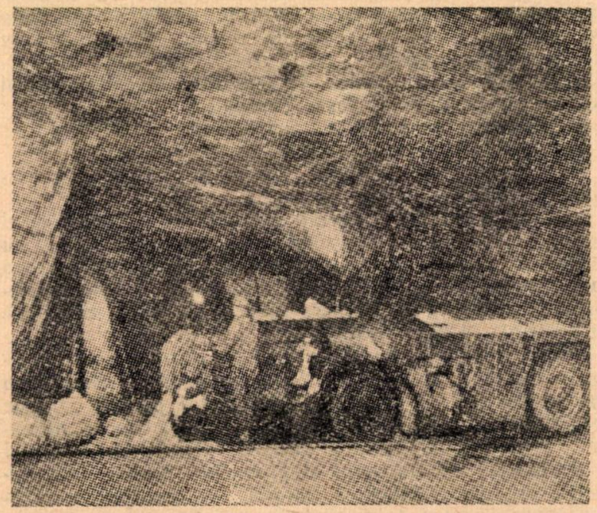


Fig. 12. Vagonet automotor

Capacitatea de înmagazinare a magaziei este în funcţie de debitul de producţie al minei cît şi de variaţia punerii la dispoziţie a vagoanelor. In unele ţări magazia poate înmagazina producţia pe cca 2—3 zile.

Manipularea sării în vrac în magaziile mari se face în unele cazuri cu ajutorul buldozerelor care împing sarea spre gura de descărcare.

Fig. 13. Dispozitiv de încărcare mecanică a sării în vagon

Manevra vagoanelor se poate face şi cu locotractoare. In unele cazuri locotractoarele au două rînduri de roţi. Cel de al doilea rînd este pe cauciucuri şi montat la 90°, faţă de roţile de cale ferată. La terminarea manevrei roţile pe cauciucuri pot fi lăsate jos şi tractorul poate fi transbordat pe altă linie (fig. 15).

Soluţii şi perspective.

Din enumerarea diverselor posibilităţi de îmbunătăţire a stadiului de mecanizare existent la salinele noastre credem că a reeşit faptul că avem o întreagă gamă de soluţii ce trebuie studiate şi aplicate în concordanţă cu caracteristicile de zăcămînt, perspectivele de dezvoltare a producţiei şi mijloacele de bază existente la fiecare salină în parte.

In cadrul studiilor şi proiectelor ce vor trebui făcute va trebui să se ţină cont de toţi factorii tehnici şi economici, coordonînd activitatea şi debitul diverselor maşini, care se succed în cadrul circuitului tehnologic astfel ca să se poată concentra producţia în cîteva puncte de producţie masivă.

Pornind de la faza de tăiere s-ar putea studia următoarele scheme de lucru pentru tăierea sării solide:

1. Folosirea maşinilor de havat şi a tehnologiei existente, cu îmbunătăţiri de detaliu şi mărirea indicelui de folosire a maşinilor.

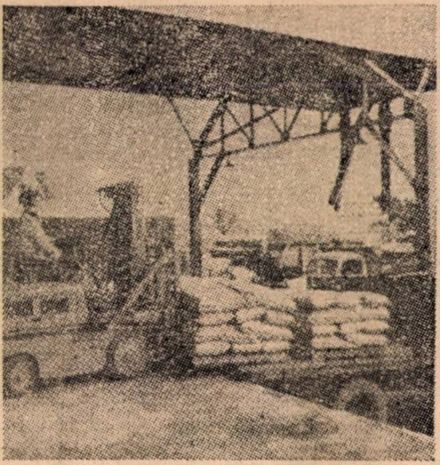


Fig. 14. Electrocare pentru transportul sacilor de sare la vagon

2. Folosirea havezelor universale pe şenile în locul celor de front lung.

3. Tăierea cu ajutorul cărucioarelor de perforare de mari dimensiuni, singure sau asociate cu havezele.

4. Incercarea tăierii cu ajutorul combinelor moderne pentru abataje frontale.

5. Folosirea combinelor foarte puternice pentru abataje cameră.

Prima soluţie poate fi folosită numai la salinele mici, şi poate fi considerată o soluţie provizorie. Pentru viitor în primul rînd pentru salinele mari sînt de studiat şi încercat soluţiile cu cărucior de perforare pe fronturi de 4 — 6 m înălţime precum şi soluţia cu combine pentru galerii şi abataje cameră, care sînt de mare perspectivă.

Căruciorul de perforare este folosit şi azi la unele saline unde se produc 600 tone/schimb dintr-un front de 15 m lăţime, 6 m înălţime şi cu adîncime de împuşcare de 3 m, la un consum de 200 gr. exploziv/t.

Cît priveşte combinele pentru camere au ajuns la debite de 8 tone tăiate şi încărcate pe minut.

Combina pentru camere are în plus avantajul că nu mai necesită în urma ei o maşină de încărcat care să încarce materialul tăiat.

In ceea ce priveşte încărcarea, în afara lui S-153, sau a unor maşini asemănătoare cu debit mai mare, combinele constituie soluţiile cele mai moderne de luat în considerare. Screperul va trebui încercat la saline mai mici sau acolo unde procentul de blocuri trebuie să fie mare.

Abatajele de mare debit nu vor putea funcţiona fără a li se asigura transportul prin vagoane automotoare de mare capacitate sau autocamioane basculante cu descărcare în vagonete sau în silozul din rampa puţului.

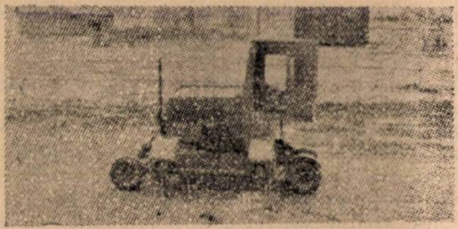


Fig. 15. Locotractor pentru manevra vagonetelor

La suprafaţă, circulaţia vagoanelor va trebui redusă la minimum, producţia fiind imediat preluată şi transportată pe benzi.

Prin adoptarea unor scheme de mecanizare şi organizare avansată, randamentul la saline care este astăzi de ordinul a 2 — 6 tone/post în subteran va putea ajunge la 20 — 30 t/post sau chiar mai mult.

Concluzii :

Exploatările de sare solidă de la noi din ţară au condiţii naturale foarte favorabile: volum mare al zăcămîntului, regularitate, omogenitate şi tărie redusă a sării, camere de mari dimensiuni şi distanţe de transport scurte.

Toate aceste împrejurări permit introducerea unei mecanizări complexe şi de înaltă calitate cu maşini foarte puternice, deservite de un efectiv redus de oameni.

Sîntem convinşi că printr-un studiu atent şi sistematic al utilajului nou, apărut în ultimul timp unit cu o experimentare condusă şi executată cu îngrijire, se vor obţine progrese deosebit de mari în activitatea salinelor noastre şi ele vor ajunge la acelaşi nivel cu cele mai moderne exploatări de sare din lume.

Calculul depozitelor subterane de explozivi

— Abacă de calcul —

Ing. Augustin Buttu

In minerit, cînd cantitățile de explozivi nu sînt prea mari, se folosesc cele mai adesea ori, depozite subterane pentru păstrarea lor.

Minerii prețuiesc acest fel de depozite mulțumită marii lor securități, simplicității construcției și, de multe ori, lipsei unei instalații de încălzire în cazul cînd s-ar păstra explozivi care prin înghețare și-ar mări gradul de pericol la mînuire. Din aceste motive, depozitele subterane de explozivi sînt foarte răspîndite, cu tot costul lor destul de ridicat.

Depozitele subterane de explozivi se pot împărți în mai multe feluri, după cum sînt sau nu legate prin galerii cu mina. Astfel avem:

— Depozite subterane de explozivi singuratice.

— Depozite subterane de explozivi în directă legătură prin lucrări subterane cu mina.

Depozitele în legătură cu lucrările miniere nu sînt încuviințate în R.P.R. de către normele de tehnica securității (N.T.S.). Aceste norme prevăd numai depozite numite „camere de manipulare“ în care explozivul se depozitează și se mînuiește numai într-un schimb de lucru și numai pe durata lui.

Cantitatea ce se poate depune într-o astfel de cameră de mînuire nu trebuie să depășească 100 kg în total și 30 kg pentru un pușcaș-artificier (v. art. 163 N.T.S. ed. 1951).

Ținînd în seamă cele de mai sus, în nota de față ne vom ocupa numai de calculul depozitelor subterane de explozivi singuratice și în special de calculul grafic construind în acest scop o abacă sau nomogramă.

Calculul depozitelor subterane de explozivi

Pentru calculul acestor depozite se găsesc mai multe formule în literatura de specialitate. Toate formulele sînt însă asemănătoare, fiindcă ele se sprijină pe formula geniului militar francez pentru încărcături concentrate, formulă ce a fost verificată, pentru cazul ce ne preocupă, la mina Blanzy din nordul Franței, în anii 1895—1897 și 1898, făcînd să explodeze un depozit subteran în care se afla o cantitate de 500 kg dinamită-guhr cu 75% nitroglicerină.

1. **Formula Blanzy**[1] Rezultatele efectelor unei încărcături concentrate de explozivi ce explodează într-o gaură de mină, conduc la concluzia că zona de acțiune a exploziei este mărginită de o suprafață de revoluție în jurul unei axe verticale, care trece prin centrul încărcăturii.

Lungimea razelor acestei suprafețe depinde de direcția lor și se calculează față de centrul încărcăturii, cu formula empirică

$$\rho = \lambda \, (a \; Q/m)^{1/3} \qquad (1)$$

ρ = raza suprafeței de revoluție, în m;
λ = un coeficient ce depinde de direcția razei. Mărimea lui crește de la verticală, cînd valoarea este minimă, spre orizontală, cînd atinge valoarea maximă și egală cu 1,75;
a = un coeficient ce caracterizează explozivul, egal cu 1 pentru pulberea neagră și cu 2 pentru dinamite și ceilalți explosivi;
Q = cantitatea de exploziv a încărcăturii, în kg;
m = un coeficient ce caracterizează roca. Acesta are următoarele valori:

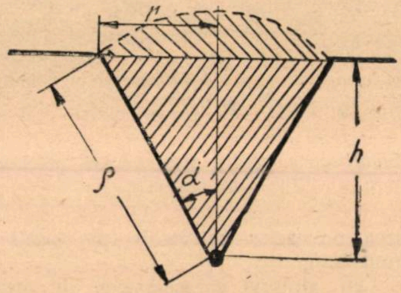


Fig. 1.

1,20	pentru	pămînt ușor (vegetal),
1,50	„	pămînt obișnuit,
1,75	„	nisip compact,
2,00	„	loess, teren cu piatră,
2,25	„	teren foarte argilos,
2,50	„	teren tare sau zidărie obișnuită,
3,00	„	stîncă sau zidărie bună,
3,50	„	stîncă foarte tare,
4,00	„	stîncă compactă foarte tare.

Dacă adîncimea h la care se găsește încărcătura (v. fig. 1) este mai mică ca ρ, atunci efectul exploziei este măsurat prin volumul de rocă rupt și asvîrlit, care de obiceiu, este un *con drept* de rază r și de înălțime h, socotită dela centrul încărcăturii.

Dacă se pune

$$n = \frac{r}{h}$$

n purtînd numele de *indice de smulgere*, se pot întîlni în practică următoarele trei cazuri:

$n > 1$ cînd gaura se zice că este supraîncărcată
$n = 1$ „ „ „ „ „ „ normal încărcată
$n < 1$ „ „ „ „ „ „ subîncărcată

Se deduce de aici, că pentru valori ale indicelui de smulgere mai mici ca unitatea, și în special cele mai mici decît n = 0,5 efectul destructiv al exploziei nu se mai simte la suprafață, căci se produce, în acest caz, o *explozie înfundată* sau un *camuflet* cum se mai spune. Cînd $n = o$ are loc o explozie înfundată limită; efectul la suprafaţă este sigur nul.

---

[1] *„Cours d'éxploitation de mines”* Vol. I, ed. IV par Haton de la Goupillière. Ed. Dunod, Paris, 1928.

In practică se socoteşte $n = 1$ pentru ca o gaură să rupă normal, ceea ce înseamnă că ρ face un unghiu $\alpha = 45^0$ cu verticala (v. fig. 1). La această valoare, din experienţe, reiese că $\lambda = \sqrt{2}$.

Prin urmare, se obţine, ţinînd seama de (1) şi că $\rho = h\sqrt{2}$ (v. fig. 1):

$$h = (a\ Q/m)^{1/3} \tag{2}$$

Aceste constatări stau ca temei formulelor rezultate din prelucrarea datelor experienţelor de la Blanzy. Formulele deduse sînt în număr de două: una pentru distanţa în plan orizontal; a doua pentru acoperirea pe verticală a depozitului.

Distanţa orizontală X. Luînd $\lambda = 1{,}75$ şi $a = 2$ ceea ce de fapt este cazul, fiindcă în minele noastre nu se mai foloseşte pulberea neagră, se obţine ca *distanţă orizontală de securitate* măsurată în metri, între camerele-magazii ale aceluiaşi depozit sau între acestea şi lucrările vecine:

$$X = 2{,}2\ (Q/m)^{1/3} \tag{3}$$

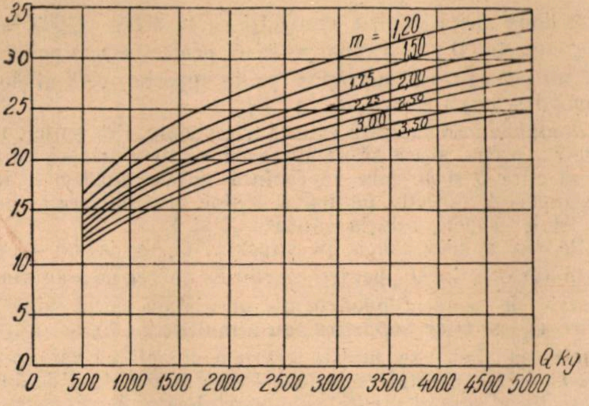


Fig. 2.

Distanţele orizontale calculate cu formula (3) sînt date în diagrama din fig. 2, pentru diferite valori ale lui Q şi m.

Distanţa verticală Y. Pentru a calcula grosimea masivului de rocă ce trebuie să acopere un depozit subteran, se pleacă de la faptul învederat de experienţele mai sus amintite şi anume: o gaură de mină încărcată cu o cantitate Q de pulbere neagră astfel ca $n = 1$, produce un camuflet limită, dacă se încarcă gaura cu aceeaşi cantitate Q de dinamită şi dacă se găseşte la o adîncime dublă.

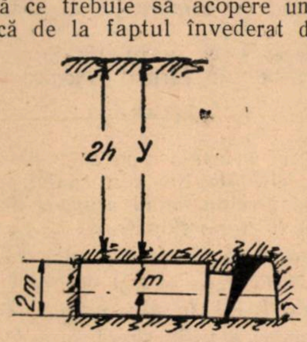


Fig. 3.

Ţinînd seama de formula (2) şi luînd $a = 1$ pentru pulberea neagră, pentru înălţimea camerei — magazie 2 m, ceea ce este cazul în practică, şi presupunînd încărcătura aşezată în centrul de greutate al camerei (v. fig. 3), se deduce pentru grosimea minimă Y exprimată în metri, pe care trebuie s-o aibă masivul de rocă de deasupra camerei, expresia:

$$Y = 2\ h - 1 = 2\ (Q/m)^{1/3} - 1 \tag{4}$$

Cu această formulă s-a calculat graficul din fig. 4.

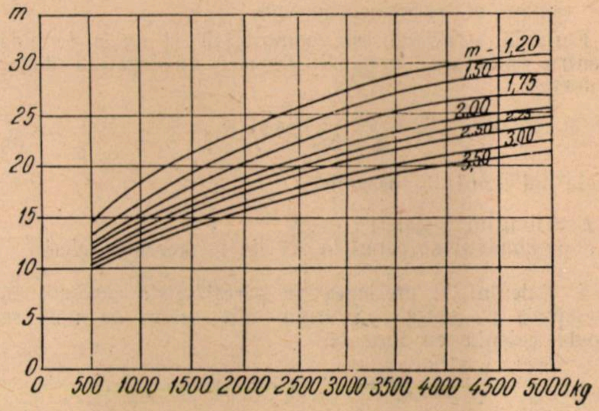


Fig. 4.

2. **Formula Dambrun** [2]). Această formulă este folosită la calculul încărcăturilor concentrate pentru găurile de mină şi este dedusă pe cale experimentală.

In notaţiile întrebuinţate pînă aici, formula se scrie astfel:

$$Q = amh^3\ \left[(1 + n^2)^{0{,}5} - 0{,}41\right]^3$$

Pentru a obţine distanţa limită a efectului, adică cazul cînd explozia este un camuflet limită, trebuie să avem $n = o$, deci

$$X = Y = h = (5\ Q/am)^{1/3} \tag{5}$$

Această formulă consideră efectul exploziei egal în toate direcţiile, prin urmare $X = Y$.

Coeficientul (a) are drept valori:

Dinamită gomă	0,16
„ nr. 1 etc.	0,23
Amonite (astralită, rocanit, etc.)	0,22
Acid picric, trotil, nobelit	0,24
Cheddite	0,32

Coeficientul (m) are valorile deja arătate.

3. **Formula italiană** [3]). Această formulă este asemenea relaţiei (1), unde se ia:

$$\lambda = 1{,}75 \text{ pentru } X$$
$$\lambda = 1{,}25 \text{ „ } Y$$

prin urmare, dacă $a = 2$, se obţine:

$$X = 2{,}20\ (Q/m)^{1/3} \tag{6}$$

$$X = 1{,}57\ (Q/m)^{1/3} \tag{7}$$

Coeficientul (m) al rocii are aceleaşi valori ca pentru formula Blanzy.

4. **Formula germană** [4]). Această formulă ia $X = Y$ şi are ca bază tot relaţia (1), în care pune $\lambda = 1{,}885$ mai adesea 1,75.

Deci:

$$X = 1{,}75\ (a\ Q/m)^{1/3} \tag{8}$$

---

[2]) *„Les poudres et explosifs”* par L. Vennin, E. Burlot, H. Lécorché. Ed. Béranger, Paris et Liége, 1932.

[3]) *Arte Mineraria”* vol. I, Luigi Gerbella. Ed, Hoepli, Milano, 1937.

[4]) *„Handbruch für Sprengmeister”* von Bergassessor a. D. von Dassel, Verlag für Fachliteratur Dipl. Ing. Bohmann, Wien, 1940.

Pentru *a* prescrie:

Amonite	1,00
Dinamită cu 30% nitroglicerină	1,50
„ „ 50% „	2,00
„ „ 70% „	2,50
„ > 75% „	3,50

iar pentru *m* valorile cunoscute.

Formula germană este completată şi cu o formulă pentru calcularea lungimii galeriei de legătură dintre camere:

$$L = 5{,}6\, Q^{0{,}5}/c \tag{9}$$

unde noile notaţii înseamnă

L = lungimea galeriei în m,
c = numărul de coturi la 90° de pe această galerie.

5. **Calculul la presiunea pe pereţi.** Este cunoscut că presiunea pe pereţii cuptorului unei găuri de mină se poate calcula cu formula

$$P = f\, L/(1-\alpha\,\Delta)$$

relaţie în care s-a notat:

P = presiunea în kgf/cm²;
f = forţa explozivului în kgf;
α = covolumul;
Δ = densitatea de încărcare kgf/litru.

Luînd $f = 10\,000$ kgf pentru explozivi brizanţi şi $P = 300$ kgf/cm² pentru ca pereţii camerei să nu se strice (cameră betonată) se obţine, dacă se are în vedere α fiind foarte mic, se poate neglija:

$$\Delta = P/(\alpha\ P + f) = 300/10.00 = 0{,}03 \text{ kg/l}$$

Rezultatul de mai sus arată că, dacă se va dimensiona o cameră în aşa fel încît pentru 100 litri volum de magazie să corespundă 3 kg de exploziv, ceea ce face 1 m³ pentru 30 kg exploziv, depozitul nu va avea de suferit stricăciuni datorite efectelor mecanice ale unei eventuale explozii.

Comparaţia formulelor

Din examinarea formulelor de mai sus, se poate uşor vedea că rezultatele vor fi deosebite.

Dacă calculăm distanţele de securitate de ex. pentru Q = 3000 — 5000 — 10.000 kg de astralită şi $m = 3$, cu aceste formule se obţin rezultatele din tabela de mai jos exprimate în metri:

Formula folosită	Q = 3000		5000		10 000	
	X	Y	X	Y	X	Y
Blanzy	22,0	19,0	26,5	23,0	33,0	29,0
Dambrun	28,5	28,5	34,0	34,0	42,5	42,5
Italiană	22,0	16,0	26,5	19,0	33,0	23,0
Germană	17,5	17,5	21,0	21,0	26,5	26,5

Cele mai mari rezultate le dă formula Dambrun.

Cu formula Blanzy se obţin rezultate medii.

Diferenţierea se explică, cu toate că toate formulele au aceeaşi origine, prin alegerea valorii coeficientului λ, care, trebuie să recunoaştem, este destul de labilă.

N.T.S.-ul nostru prescrie obligativitatea aplicării formulei Blanzy, luînd valori pentru coeficientul de rocă *m* cuprinse între 1,20 şi 3,50.

Abaca de calcul

Principiul care stă la baza construcţiei abacei este acela al punctelor aliniate. După acest principiu, se construiesc în prezent unele din cele mai moderne abace.

Abaca este concepută, pentru două domenii de aplicare: unul de la 50 ÷ 3000 kg şi altul de 10 ori mai mare, de la 500 ÷ 30.000 kg. Grafic s-a ajuns la aceasta, construind o abacă ce are o parte din suporţi suprapuşi, obţinînd astfel o singură abacă, care desenată pe format STAS — A₄, oferă o suficientă exactitate pentru necesităţile de proiectare ale unui depozit.

Prima abacă, pentru cantităţi de la 50 ÷ 3 000 kg, constă din **3** suporţi paraleli dintre care, unul dublu:

- — Suportul cantităţilor Q cu domeniul $Q = 50 \div 3\,000$ kg ocupă partea din stînga a abacei;
- — Suportul dublu $X-Y$ ce acoperă domeniul $X = 5 \div 31$ m şi $X = 6 \div 36$ m, al distanţei orizontale X şi verticale Y dintre magazii şi dintre acestea şi zi (acoperămînt);
- — Suportul coeficientului de rocă m cu domeniul $m = 1{,}2 \div 4$.

A doua abacă, pentru cantităţi de la 500 ÷ 30 000 kg are suportul Q_{10} suprapus peste Q, acelaşi suport pentru m, un suport-reper suprapus peste suportul $X-Y$ şi doi suporţi separaţi pentru X_{10} şi Y_{10}.

Modul de întrebuinţare este foarte simplu. Este suficient pentru prima abacă să se unească printr-o dreaptă cele două cifre Q şi m, care reprezintă datele problemei, de pe suportul respectiv, pentru a obţine prin intersecţia cu al treilea suport, soluţia căutată X şi Y.

Pentru a doua abacă, pe suportul Q_{10} se ia valoarea dată (valorile lui Q_{10} pentru claritatea abacei, nu s-au mai înscris pe scară, fiindcă printr-un simplu calcul mintal între Q_{10} şi Q de împărţire sau înmulţire cu 10, se obţin unele din altele) se uneşte printr-o dreaptă cu valoarea lui m de pe suportul respectiv. Proiectînd punctul de intersecţie al acestei drepte cu suportul-reper $X-Y$, pe suporţii X_{10} şi Y_{10} de la dreapta şi de la stînga, se obţin rezultatele căutate.

Observăm că pentru cantităţile $Q = 500 \div 3\,000$ kg calculele se pot face şi cu suportul Q_{10}.

Modul de construcţie al abacei

Se demonstrează [5]) că o relaţie între trei variabile, care se poate pune sub forma canonică

$$f_1 + f_2 = f_3 \tag{1}$$

este reprezentabilă printr-o abacă cu puncte aliniate cu trei suporţi paraleli. Alegînd convenabil pe direcţiile suporţilor originile, plecînd de la acestea, distanţele diverselor puncte vor fi proporţionale cu f_1, f_2, f_3.

Pe de altă parte, din teoria abacelor, reiese că se pot alege arbitrar suporţii L_1 şi L_2, originale O_1 şi O_2 precum şi modulele l_1 şi l_2 ale scărilor Z_1 şi Z_2. Odată acestea alese, atunci a treia scară se deduce, fie analitic, fie grafic, din primele.

Pentru cazul ce ne preocupă formulele se pot aduce la forma canonică printr-o transformare foarte simplă. Astfel se obţine:

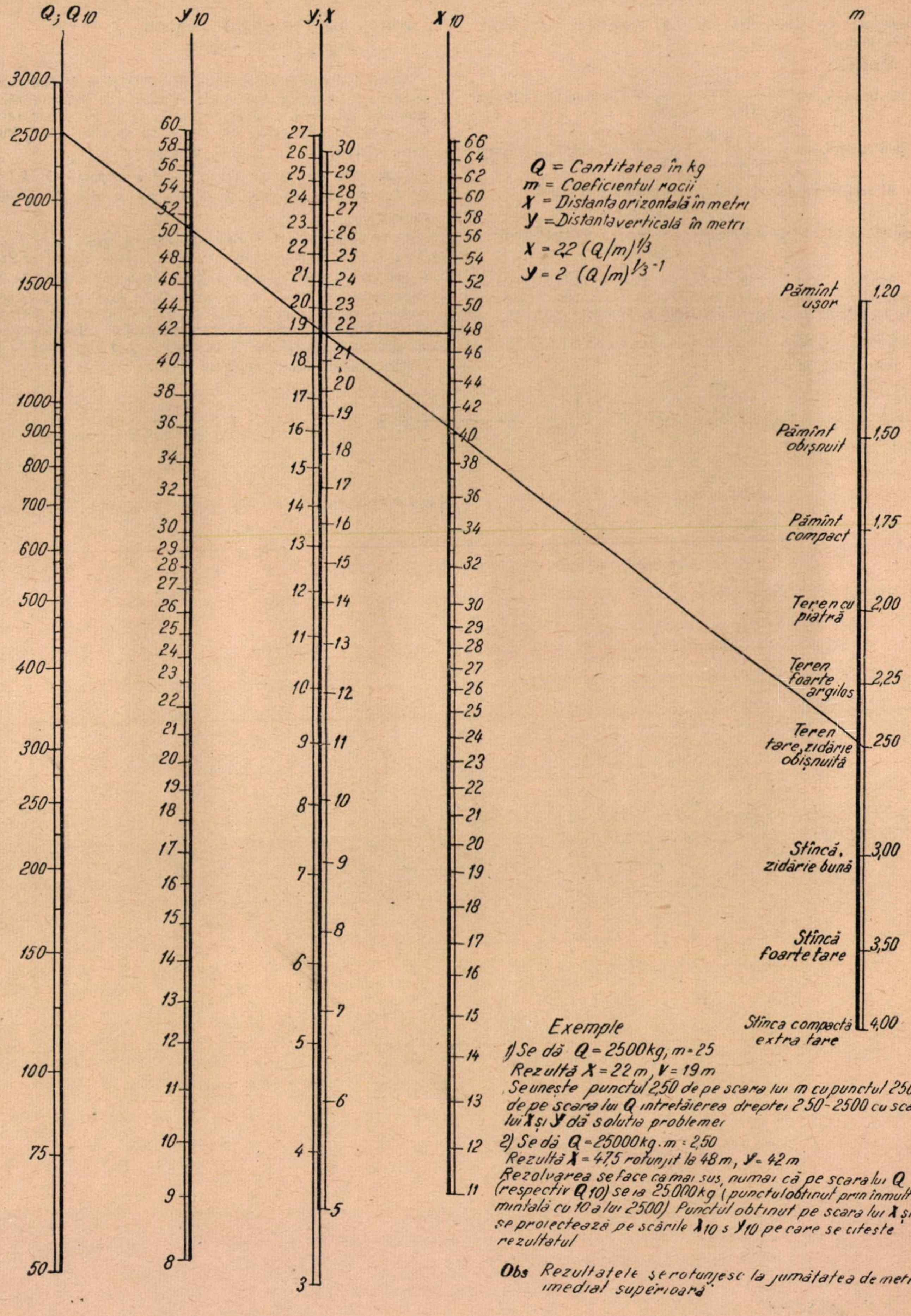
$3\,(\log X - \log 2{,}2) = \log Q - \log m$
$3\,[\log (Y+1) - \log 2] = \log Q - \log m$

relaţii de forma (1).

Pentru abaca noastră, considerîndu-se că desenul se face pe format STAS—A₄, va trebui să alegem o

---

[5]) „*Nomographie*" par M. Fréchet et H. Roullet. Ed. Librairie Armand Colin, Paris, 1928.



Q = Cantitatea în kg
m = Coeficientul rocii
x = Distanta orizontală în metri
y = Distanta verticală în metri

$x = 2{,}2\,(Q/m)^{1/3}$
$y = 2\,(Q/m)^{1/3-1}$

Exemple

1) Se dă Q = 2500 kg; m = 25
Rezultă X = 22 m, Y = 19 m
Se unește punctul 2,50 de pe scara lui m cu punctul 2500 de pe scara lui Q intretăierea dreptei 250-2500 cu scara lui X și Y dă soluția problemei

2) Se dă Q = 25000 kg. m = 2,50
Rezultă X = 47,5 rotunjit la 48 m, Y = 42 m
Rezolvarea se face ca mai sus, numai că pe scara lui Q (respectiv Q 10) se ia 25000 kg (punctul obținut prin înmulțirea mintală cu 10 a lui 2500) Punctul obținut pe scara lui X și Y se proiectează pe scările X10 s Y10 pe care se citește rezultatul

Obs Rezultatele se rotunjesc la jumătatea de metru imediat superioară lungime de 200—250 mm a suportului Q. Luăm 220 mm.

Rezultă:

$$\text{pentru } Q \; l_1 = \frac{220}{\log 3000 - \log 500} \cong 124 \text{ mm, luat } 125 \text{ mm}$$

$$\text{pentru } m \; l_2 = \frac{135}{\log 4 - \log 1{,}2} \cong 258 \text{ mm, luat } 260 \text{ mm}$$

Al treilea modul se deduce cu ajutorul relației:

$$\text{pentru } X \text{ și } Y \; l_3 = \frac{l_1 \cdot l_2}{l_1 + l_2} = \frac{125 \times 260}{125 + 260} = 81{,}16 \text{ mm}$$

Acestea fiind fixate, trasarea scărilor lui Q, m și X respectiv Y, rezultă din relațiile, care definesc distanțele de la origine u, v și w ale fiecărui punct:

$U = l_1 \log Q$

$v = l_2 \log m$

$w = l_3 (\log X - \log 2{,}2)$ respectiv

$l_3 \, 3 \, [\log (Y+1) - \log 2]$

Alegînd distanța dintre suporții lui Q și m de 150 mm, se deduce fie grafic, fie analitic, distanța de 48,7 mm între suportul lui $X-Y$ și Q, pe deoparte, și de 101,3 mm față de m, pe de altă parte, din cauză că suportul lui f_3 împarte distanța dintre f_1 și f_2 în raportul l_1 / l_2.

Observăm că pentru abaca noastră, suporții $O_1 L_1$ și $O_3 L_3$, pe de o parte, și $O_2 L_2$, pe de alta, au semne contrare.

In același fel se procedează pentru Q_{10}, X_{10} și Y_{10}. Pentru că Q_{10} și m rămîn pe aceeași suporți, va rezulta și pentru X_{10} și Y_{10} același lucru. Insă cum citirea ar fi imposibilă din cauza înhgesuielii prea mari de cifre, am preferat să păstrăm suportul $X-Y$ ca reper, iar citirea să se facă prin proiectarea punctului de pe suportul-reper, pe doi suporți laterali și paraleli X_{10} și Y_{10}, aleși la o distanță arbitrară de suportul $X-Y$.

I. P. 2 — c. 2609

НОВЫЕ МЕТОДЫ БОРЬБЫ С МЕТАНОМ И ВОЗМОЖНОСТЬ ИЗ ПРИМЕНЕНИЯ В ШАХТАХ ДОЛИНЫ ЖИУ

Автор анализирует условия, при которых происходит образование и аккумулирование метана в угольных месторождениях. Затем рассматриваются виды выделения газа, на основе советских исследований (Лидин и Ходот) и исследований, проведенных в западных странах (Гаскелл и Форстманн). Далее описывается способ управления выделениями метана (дренаж), причем приводится ряд примеров из зарубежной практики, на основе которых поясняется данный способ.

В заключение расматривая горно-геологические условия угольного бассейна долины Жиу, и приводя перечень наиболее значительных выбросов метана (имевших место в бассейне), автор указывает на способы управления выделениями метана и на дальнейшие задачи, связанные с разрешением данного вопроса.

НОВАЯ ТЕХНИКА В ОБЛАСТИ ГОРНОЙ МЕХАНИКИ

Автор описывает в обобщающей форме современные достижения в области горной механики. Так, например, в отношении установок для добычи описываются скиповый способ под'ема, электропривод, снижение мертвого веса, под'емные канаты, намоточные приспособления и тормоза. Далее таким же образом рассматриваются установки для водооткачки, вентиляции и компрессорные установки. В заключение, после критического обзора существующего в РНР положения, выдвигается ряд предложений по усовершенствованию вышеупомянутых установок.

НОВАЯ ТЕХНИКА В ОБЛАСТИ МЕХАНИЗАЦИИ ВЫЕМКИ И ПОГРУЗКИ В ЗАБОЕ

В странах с развитой горнорудной промышленностью в течение последних лет значительно развилось применение комплексных нарезных и погрузочных машин. Основные типы этих машин могут быть сгруппированы в 3 категории: комбайны с системами баров, комбайны с контурными барами, комбайны с цепными или дисковыми системами, комбайны с режущими органами типа фрезы, перфорирующие комбайны, ударные агрегаты и агрегаты, работающие по всей длине лавы.

Описываются последние достижения по каждой категории машин, их оптимальная производительность область применения.

Выводятся заключения в связи с возможностью внедрен ияэтих машин на угольных шахтах РНР.

АКТУАЛЬНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБЛАСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ В СОВРЕМЕННЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТКАХ

На основе наиболее современной документации в статье описываются последние тенденции и решения, принятые в области использования электроэнергии и электрооборудования в горнорудных разработках.

Приводится ряд вопросов, подлежащих исследованию в условиях нашей страны. Особо рассматривается необходимость создания новых, хорошо подготовленных специализированных кадров.

ВОПРОСЫ МЕХАНИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА В СОЛЯНЫХ КОПЯХ

После описания способа нарезки и погрузки, применяемого в соляных копях РНР, автор приходит к заключению, что эти процессы нуждаются в более передовой механизации. Затем описываются способы и оборудование, применяемое для механизированной разработки и погрузки, а также достигнутые в этой области результаты.

В заключение вносится ряд предложений применительно к комплексной механизации, осуществление которых должно способствовать росту производительности труда в 3—5 раз.

NEUE METHODEN ZWECKS BEKÄMPFUNG DES METANGASES UND DEREN ANWENDUNGSMÖGLICHKEIT IN DER BERGWERKEN DES SCHILTALES. (VALEA JIULUI)

Der Verfasser erläuteret anfänglich die Bildungsweise und Ansammlung des Metans in den Kohlenvorkommen. In der Folge beschreibt der Artikel die Art und Wiese, wie diese Metanausströmungen geleitet werden können (Dränage), indem er eine Anzahl Beispiele aus anderen Ländern anführt, in welchen dieses Vorgehen angewandt wird.

Als Abschluss befasst sich der Autor, auf Grund von geologischen Studien im Schiltal, in dem er die Hauptausbrüche von Metangas dieses Kohlenbeckens anführt, mit den besten Methoden zwecks Ableitung der Gasausströmungen und zeigt welches die Aufgaben für die Zukunft zwecks Lösung dieses Problems sind.

DIE NEUE TECHNIK AUF DEM GEBIETE DER BERGBAU-MECHANIK

Die Verfasser zeigen, im Rahmen eines zusammenfassenden Referats, die modernen Errungenschaften auf dem Gebiete der Bergbaumechanik. So z.B. auf dem Gebiete der Abbau-Ausrüstungen zeigt man die abbauweise mit Skippen, der elektrischen Antribsweise die Verminderungsweise der lehren Gewichte, Modelle von Förderkabeln, der Aufrollvorrichtungen und der Bremsen. In der Folge werden in der gleichen Weise die Instalationen zwecks Wasserableitung, Lüftung, Kompressoren, analysiert.

DIE NEUE TECHNIK AUF DEM GEBIETE DER MECHANISIERUNG DES SCHNEIDENS UND VERLADENS AN DEN ABBAUSTELLEN

In Ländern mit vorgeschrittener Bergbau-Industrie, haben in den letzten Jahren die kombinierten Schneide- und Verlademaschinen ausgedehnte Verwertung gefunden.

Die Haupttypen der hergestellten Maschinen können in 8 Gruppen eingeteilt werden: Kombinen mit Greifern, Kombinen mit Randgreifern, Kombinen mit Kettenoder Scheibensysem, Kombinen mit Schneidern — Fräsetypen —, durch Bohren arbeitende Kombinen, Schlagaggregaten, sowie an der ganzen Laenge der Front arbeitende Aggregate. Es werden die allerneuesten Errungenschaften jeder einzelnen Kategorie beschrieben, die Hoechstleistungen derselben und die gegenwärtigen Verwendungsmöglichkeiten dieser Maschinen.

DIE AKTUELLEN TENDENZEN BEZUEGLICH DER VERWENDUNG VON KRAFTSTROM IM MODERNEN BERGBAU

Auf Grund der allerneuersten Dokumentierungen, sind in diesem Artikel die neuesten Loesungen und Tendenzen der Zukunft dargestellt, bezueglich der Verwendung von Kraftstrom un der elektrischen Hilsmaschinen im Bergbau.

Es werden bestimmte Probleme dargestellt, deren Studium in unserem Lande erforderlich ist. Man unterstreicht die Notwendigkeit der Ausbildung von gut vorbereiteten, spezialisierten Arbeitskraeften.

DIE PROBLEME DER MECHANISIERUNG DES TEHNOLOGISCHEN VORGANGES IN DER SALZBERGWERKEN

Nach einer Beschreibung der Art und Weise, in welcher das Schneiden und Verladen in den Salzbergwerken der R.V.R. vor sich geht, gelangt der Verfasser zur Schlussfolgerung, dass diese Vorgänge einer fortschrittlicheren Mechanisierung bedürfen.

In der Folge wird eine Darsellung der Vorgänge und der angewendeten Hilfsmaschinen, zur Mechanisierung des Schneidens und Verladens, sowie der erzielten Ergebnisse, vorgenommen.

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

ANUNŢ

Se aduce la cunoştinţa tuturor întreprinderilor că Banca de Stat a reorganizat centrele de mostre care funcţionează în următoarele localităţi:

Localitatea	Adresa	Nr. telefon
Bucureşti	Calea Dorobanţilor nr. 36—40	1.93.56
Timişoara	B-dul 23 August nr. 3	17.18
Cluj	Str. Kogălniceanu nr. 7	37.91
Oraşul Stalin	Str. 7 Noiembrie nr. 2	17.93
Ploeşti	Str. S. M. Kirov nr. 5	16.52
Bacău	Str. M. Viteazu nr. 77	88.17
Constanţa	Str. Scarlat Vîrnav nr. 9	17.54
Tg. Mureş	Piaţa Stalin nr. 51, et. I	29.04
Deva	Piaţa Unirii nr. 3	24

Aceste centre de mostre stau la dispoziţia întreprinderilor pentru valorificarea stocurilor supranormative şi disponibile precum şi pentru aprovizionarea cu materii, materiale, piese de schimb etc., necesare activităţii lor.

Clişeul de pe copertă: Tăierea mecanizată a cărbunelui, cu haveza cu două braţe.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Minelor — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 2609

Lei 5 exemplarul

E 1433 d

KAT

Revista MINELOR

ágos Műszaki
Könyvtár
TULAJDONA

Număr special în cinstea celui de-
al II-lea CONGRES A.S.I.T.
BUCUREȘTI - NOIEMBRIE 1956

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
ОБМЕН - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - СМЕНА

11
1956
ASIT

PENTRU EXTINDEREA SUSȚINERII METALICE ÎN ABATA

Noiembrie
1956
Anul VII
Nr. 11

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R.P.R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA: BUCUREŞTI ● STR. ION GHICA, 3 ● TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.
* * *: Şedinţa Consiliului Central al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din 13—14 octombrie 1956 533
O. DASCĂL: Tehnica nouă în domeniul susţinerii abatajelor cu fronturi lungi în minele de cărbuni 534
I. BARBU şi I. ŞTEFĂNESCU: Probleme de tehnică nouă în tehnologiile de prelucrare a cărbunilor din R.P.R. 586

СОДЕРЖАНИЕ

Стр.
* * * Заседание центрального совета научного инженерно-технического общества от 13-14 октября 1956 533
О. ДАСКАЛ: Новая техника в области крепления забоев с длинными лавами 534
И. БАРБУ, и И. ШТЕФАНЕСКУ: Вопросы новой техники в области технологии переработки угля в РНР 586

SOMMAIRE

Page
* * *: La séance du Comité Central de l'Association Scientifique des Ingénieurs et des Techniciens de la R.P.R, du 13.14 octobre 1956 533
O. DASCĂL: La nouvelle technique dans le soutennement de longue taille dans l'exploitation du charbon 534
I. BARBU et I. ŞTEFĂNESCU: Problèmes de téchnique nouvelle dans les procédés technologiques d'ennoblissement du charbon . . . 586

INHALT

Seite
* * *: Sitzung des Zentralkomiteets des Wissenschaftliches Verbandes der rumänischen Ingineure und Techniker der R.V.R. von 13.14.Okt. 1956 533
O. DASCĂL: Die neue Technik des Ausbaues in den Kohlenstrebbau mit langem Abbaustosse 534
I. BARBU şi I. ŞTEFĂNESCU: Probleme der neuen Technik der Technologischen Kohlenveredelung 586

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

REVISTA MINELOR

ANUL VII ⊢ Nr. 11 ⊣ NOEMBRIE 1956

Orszá… … X. TULAJDONA

Ședința Consiliului Central A.S.I.T. din 13-14 octombrie 1956

In zilele de 13 și 14 octombrie a.c. a avut loc ședința Consiliului Central al Asociației Științifice a Inginerilor și Tehnicienilor, la ordinea de zi figurînd:

— Darea de seamă a Asociației și referatele ce urmează a fi prezentate în ședințele plenare ale Congresului.

— Stabilirea datei Congresului.

Ședința s-a desfășurat sub președinția prof dr. ing. Ștefan Bălan, *Ministrul Construcțiilor, vicepreședinte al Consiliului Central ASIT, cu participarea: ing.* Gh. Covaci, *vicepreședinte al C.S.P., prof. dr. ing.* Șt. Nădășan, *președintele Comitetului de Stat pentru Tehnică, prof. dr. ing.* T. Tănăsescu, *și ing.* Al. Priadcencu, *vicepreședinți ai ASIT, acad.* C. Micloși, *prof. dr. ing.* M. Bercovici, *prof. dr. ing.* R. Răduleț, *prof. dr. ing.* S. Crișan, *prof. ing.* I. Grosu, *ing.* O. Rusu, *prof.* M. Manoliu, *ing.* C. Negoiță *și alții.*

In urma discuțiilor purtate, Consiliul a aprobat în unanimitate darea de seamă a Asociației și referatele prezentate, hotărînd convocarea celui de al II-lea Congres A.S.I.T. în zilele de 14-18 noiembrie 1956 în București.

Tehnica nouă în domeniul susţinerii abatajelor cu fronturi lungi în minele de cărbuni

Ing. O. Dascăl
Institutul de Mine — Bucureşti

Concepţia modernă de exploatare a zăcămintelor de cărbuni se caracterizează prin aplicarea metodelor de exploatare cu fronturi lungi, metodă care permite mecanizarea complexă a procesului tehnologic din abataj.

Mecanizarea operaţiilor de abataj şi, în special, introducerea transportoarelor cu raclete blindate, respectiv a combinelor şi a plugurilor, au determinat schimbări esenţiale şi în susţinerea abatajelor.

Utilizarea combinelor şi a plugurilor a impus plasarea transportorului pe acelaşi culoar, astfel încît deschiderea spaţiului de lucru a trebuit să crească considerabil.

Abatajul cu frontul lung reprezintă un loc de muncă de mare producţie, astfel încît un control eficace al acoperişului se impune cu toată seriozitatea. Securitatea muncitorilor, a maşinilor şi mecanismelor din abataj, precum şi faptul că o oprire a abatajului atrage după sine o scădere simţitoare a producţiei minei, impune evitarea oricăror accidente sau avarii produse de dirijarea acoperişului.

Susţinerea în lemn nu poate astfel corespunde noilor condiţiuni create, rezistenţa sa limitată impune o anumită densitate de susţinere şi de asemenea, rigiditatea sa nu permite întotdeauna asigurarea unui control eficace al acoperişului.

Pe de altă parte dezvoltarea tot mai accentuată a industriei carbonifere din majoritatea ţărilor cere anual cantităţi din ce în ce mai accentuate de lemn.

In aceste condiţii majoritatea ţărilor au devenit deficitare în acest material; folosirea lemnului deci ca material auxiliar în procesul tehnologic din subteran a devenit din ce în ce mai redusă, consumul de lemn fiind permis numai pentru industria de construcţii şi a produselor de larg consum unde formează materia primă.

Utilizarea lemnului ca material de susţinere nu este recomandabilă nici din punct de vedere economic. Lemnul în general nu este recuperabil şi nici reutilizabil. Acest fapt impune un cost ridicat privind transportul şi manipularea lui. Transportul lemnului în subteran pe lîngă faptul că ridică preţul de cost al cărbunelui, dar mai produce o serie de greutăţi în transport. Transportul şi manipularea lemnului implică blocarea unor serii de muncitori cu această operaţie, ceea ce are ca o consecinţă reducerea productivităţii generale atît pe subteran, cît şi pe mină, şi creşterea preţului de cost.

Toate aceste considerente au condus majoritatea ţărilor cu industrie carboniferă dezvoltată să caute restrîngerea pe cît posibil a consumului de lemn şi să înlocuiască lemnul cu alte materiale.

Dintre toate celelalte materiale, oţelul a căpătat cea mai mare extindere fiind singurul material la ora actuală, care poate înlocui lemnul în orice condiţii.

Utilizarea oţelului sub formă de stîlpi şi grinzi metalice, a permis pe deoparte reducerea consumului de lemn la unele exploatări pînă la 8—10 m³/1000 t, iar pe de alta confecţionarea acestora după caracteristicile ce convin cel mai bine condiţiilor impuse de zăcămînt. Prin aceasta se poate asigura un control eficace şi sigur al acoperişului.

Susţinerea metalică fiind mult superioară ca rezistenţă faţă de lemn, densitatea necesară permite crearea deschiderilor necesare funcţionării în bune condiţii a maşinilor şi mecanismelor unui abataj cu front lung modern.

In tabela 1 se redau consumurile de lemn ale industriei carbonifere în principalele state producătoare de cărbuni, iar în tabela 2, prevederile de reducere a consumului de lemn, pînă în 1960 ţinînd seama de extinderea susţinerii metalice.

Tabela 1

Consumul specific de lemn de mină (m³/1 000 t)

Ţara / Anul	Belgia	Franţa	Olanda	Germania	Anglia
1909—1913	43,1	49,3	34,8	31,3	13,5
1950	—	—	24,4	—	13,4
1951	36	43,1	—	26,35	—
1954	—	35,8	—	24,4	—

Susţinerea metalică în abatajele cu front lung, în orice condiţii de zăcămînt, este astăzi aproape generalizată în toate ţările. Astfel, de exemplu, în R. F. Germană în 1953, 42,2% din producţia totală era furnizată din aba-

Tabela 2

Consumul specific de lemn de mină (m³/1 000 t)

Ţara / Anul	Belgia	Cehoslovacia	Franţa	Olanda	Germania	Polonia	Saar	Anglia	Alte ţări europene
1950	39,5	20	42	20,4	25,1	20,5	25,0	13,4	25
1960	31,5—35,5	16—18	33,5—38	16,3—18,4	25—22,5	16,4—18,5	20—22,5	10,7—12,1	20—22,5

tajele susținute cu lemn, 13,7% din abatajele cu susținere mixtă, iar 44,1% din abataje susținute cu metal.

In noiembrie 1954, în R. F. Germană existau circa 1 360 000 buc. stîlpi metalici din care în funcțiune 70,8%; din aceștia 101 450 de stîlpi erau construiți din aliaje ușoare (în funcțiune — 71,3%). Grinzi metalice existente la aceeași dată erau 893 000 buc. din care în funcțiune — 73,6%; din acestea — 738 000 (82,6%) reprezintă grinzi metalice în consolă, din care 62 000 construite din aliaje ușoare.

Utilizarea stîlpilor metalici în 1953 era de 61,4% (în 1952 — de 59,0%) în strate orizontale sau cu înclinare mică; 15% (în 1952—10%) în strate cu înclinare medie și 0,7% (în 1952 — 0,2%) în strate cu înclinare mare.

Folosirea susținerii din lemn în aceeași perioadă a scăzut de la 24,6% la 23,3% în strate orizontale sau cu înclinare mică, de la 82,9% la 66,0% în strate cu înclinare medie și de la 94,5% la 92,3% în strate cu înclinare mare.

Din datele prezentate mai sus reiese clar tendința generală în tehnica minieră mondială spre trecerea la susținerea metalică în abataje.

Utilizarea oțelului ca material de susținere a permis mecanizarea acestei operații, care pînă în prezent a rămas cel mai puțin mecanizată.

Studiile și experiențele întreprinse în acest domeniu, încă la început, permit să se întrevadă succese care vor îngădui obținerea unor productivități nemai întîlnite în tehnica minieră.

Mecanizarea susținerii este una din obiectivele principale spre care-și îndreaptă privirile tehnicienii minieri.

In acest domeniu trebuie să amintim succesele deosebite obținute în U.R.S.S., prima țară care a atacat această problemă și în care s-au realizat pînă acum rezultate satisfăcătoare.

Ținînd seama de cele expuse mai sus, în referatul de față se va analiza problema susținerii abatajelor numai în metal, susținerea metalică reprezentînd tehnica nouă în acest domeniu.

PARTEA I-a

PROBLEMA SUSȚINERII ABATAJELOR CU FRONT LUNG ÎN MINELE DE CĂRBUNI DIN R. P. R.

Introducerea și extinderea metodelor de exploatare în abataje cu front lung, este una din principalele sarcini care stă în fața industriei carbonifere din țara noastră.

Trecerea la aceste metode de exploatare este însă legată de rezolvarea a trei probleme principale: mecanizarea tăierii cărbunelui, în special în minele de lignit, mecanizarea încărcării și rezolvarea susținerii.

Problema susținerii abatajelor cu front lung în țara noastră prezintă două aspecte deosebite:

— reducerea consumului actual de lemn;

— introducerea și extinderea susținerii metalice.

După cum s-a arătat mai sus, tendința generală în tehnica minieră mondială este trecerea la susținerea metalică a abatajelor cu front lung.

Ținînd însă seama că generalizarea susținerii metalice comportă studii și experimentări ample și de durată, ca o primă sarcină care se impune este reducerea consumului actual de lemn.

Intr-adevăr, analizînd consumurile de lemn de mină pentru susținerea abatajelor, se constată un consum specific ce depășește cu mult uneori chiar toate indicațiile din literatură.

Dacă exploatările din Valea Jiului, în general, se încadrează în limitele indicațiilor din literatură, exploatările de lignit, de foarte multe ori depășesc cu 1,5—2 ori aceste limite.

Astfel, exploatările din Valea Jiului consumă în medie 40—45 m^3/1000 t cărbune extras. Acest consum, este însă cu mult ridicat față de realizările acestor exploatări cu cîțiva ani în urmă.

Exploatările din Valea Jiului au fost primele la care s-a introdus și s-a generalizat susținerea metalică în abatajele cu front lung ale stratului 3 (strat ce asigură circa 60% din producția minelor). Rezultatele satisfăcătoare obținute cu susținerea metalică a abatajelor au permis reducerea consumului de lemn la 25—30 m^3/1000 t, iar în unele cazuri pînă la 20 m^3/1000 t.

Cu toate succesele obținute, în ultimii ani susținerea metalică a fost treptat îndepărtată, fiind iarăși înlocuită cu cea de lemn.

Acest fapt a fost determinat, pe de o parte datorită coborîrii prea rapide a zonelor centrale ale blocurilor, zone apte pentru aplicarea abatajelor cu front lung, iar pe de altă parte avantajelor ce prezintă utilizarea lemnului (greutate redusă, ușurința de prelucrare etc.).

Situația se prezintă însă mai alarmant în exploatările de lignit, unde uneori acest consum atinge cifra de 80—100 m^3/1000 t cărbune extras.

Zăcămintele de lignit sînt caracterizate prin prezența unor roci înconjurătoare foarte slabe, în general friabile, constituite din argile, marne și nisipuri. Exploatarea lor rațională datează numai de cîțiva ani (după naționalizarea din 1948) astfel încît nu există pusă la punct vreo metodă de dirijare optimă a acoperișului.

Abatajele se susțin cu stîlpi și grinzi de lemn uneori întărite cu juguri; linia de dirijare în general se susține cu stive de lemn rotund.

Dirijarea acoperișului se face cu surpare totală, mai rar cu tasare lină. Susținerea combinată de stîlpi de lemn (rigidă) cu stive de lemn (elastică) produce o fisurare foarte accentuată a acoperișului, conducînd în foarte multe cazuri la surpări masive.

La acestea se mai adaugă viteza foarte redusă de înaintare a frontului, astfel încît presiunea are timp să se dezvolte în plin și să se accentueze deschiderea fisurilor și crăpăturilor. Din aceste motive abatajul se susține cu mult lemn (aproape rambleindu-se).

Stabilind o metodă optimă de dirijare, precum și asigurînd o viteză de înaintare adecvată, se poate întrevedea o reducere a consumului specific de lemn la 45—50 m^3/1000 t sau chiar la 40 m^3/1000 t în aceste abataje (în special la exploatarea de la Filipeștii de Pădure).

La minele unde procesul tehnologic de abataj decurge ciclic și unde rocile înconjurătoare, fie că sînt suficient de stabile, fie că eventual se lasă un banc protector de cărbune, prin punerea la punct a metodei de dirijare se vor putea reduce consumurile specifice la 30—35 m^3/1000 t.

Reducerea consumului de lemn în abataje este de o importanță deosebită, dacă ținem seama că acest consum reprezintă 50—55% din consumul total de lemn al unei exploatări.

O reducere cu numai 10—15% a acestui consum ar reprezenta un volum de 20—26 000 m^3 lemn/an.

In ceea ce privește introducerea susținerii metalice în lucrările de abataj, problema este deschisă pentru marea majoritate a minelor noastre de cărbuni.

Dacă la exploatarea stratului 3 din Valea Jiului prin introducerea susținerii metalice au fost obținute succese satisfăcătoare, la celelalte exploatări carbonifere din țară nici nu s-au executat măcar încercări, in afara celor întreprinse în cursul acestui an de către ICEMIN la exploatarea Filipeștii de Pădure.

In Valea Jiului introducerea susținerii metalice a început în anul 1936. Condițiile impuse însă de stratul 3 sînt cu totul diferite de celelalte, acest strat fiind foarte gros (25—30 m) și exploatîndu-se prin împărțire în felii fie pe înclinare, fie orizontale. In afară de prima felie care se exploatează sub acoperiș natural celelalte felii au acoperiș fals, constituit în general dintr-o poditură simplă sau eventual dublă de scînduri (margini). Dirijarea acoperișului se face în general prin surpare totală și numai în porțiunile de creare a zonelor de izolație a focurilor, se execută rambleierea totală a spațiului exploatat.

In asemenea condiții, susținerea metalică trebuie să aibă un caracter deosebit de elastic pentru a se evita străpungerea poditurii din tavan și înfingerea stîlpului în această poditură, ceea ce ar face imposibilă răpirea, respectiv recuperarea susținerii.

Din acest motiv stîlpii GHH, cu lacătul întărit, ținînd seama că mărimea presiunii se ridică uneori la valori apreciabile (30—35 t/stîlp) au dat rezultate foarte bune.

Stîlpii GHH sînt caracterizați prin creșterea aproape proporțională a scurtării lor pe măsura creșterii presiunii, respectiv curba caracteristică a stîlpului este ascendentă tot timpul.

Neavînd de-a face cu un acoperiș natural, influența dispersiunii în comportare sub sarcina stîlpilor nu joacă nici un rol, întrucît nu este cazul de a se evita crăparea sau fisurarea acoperișului.

Ca un dezavantaj al stîlpilor utilizați în aceste abataje este greutatea lor exagerat de mare (pentru o înălțime maximă de 2,70—2,80 m, stîlpul atinge o greutate de 130—140 kg) ceea ce face ca manipularea lor să devină extrem de dificilă.

Cu totul alt aspect ia problema în cazul exploatării stratelor subțiri sau de grosime medie în care atît vatra cît și tavanul abatajului este format din roci naturale. In asemenea condiții, alegerea unei susțineri adecvate nu se mai poate baza pe empirism. După cum se va arăta mai jos, comportarea acoperișului cît și a susținerii este determinată de o serie de factori, fără cunoașterea cărora nu se poate vorbi de o susținere rațională și economică.

Alegerea unei susțineri eficace implică în primul rînd studierea și determinarea valorilor parametrilor de bază (caracteristicile fizico-mecanice ale culcușului și acoperișului, viteza de coborîre a acoperișului, mărimea și repartizarea presiunii în spațiul de abataj etc.).

In Valea Jiului, la exploatarea celorlalte strate, susținerea metalică s-a utilizat foarte puțin din cauza înclinărilor mari ale acestor strate. Tipurile experimentale de stîlpi (Schwarz) fiind de asemenea prea elastice nu au dat rezultate prea mulțumitoare.

Problema susținerii metalice în abatajele stratelor subțiri sau de grosime medie se pune cu toată seriozitatea pentru zăcămintele noastre de lignit. Producția de lignit reprezintă astăzi aproape 50% din producția totală a țării, fiind în continuă creștere, întrucît în viitorul apropiat lignitul va trebui să devină singurul cărbune energetic al țării.

Cu toate că se vorbește de mult timp de necesitatea introducerii susținerii metalice în lignit, pînă în prezent nu s-a făcut însă nimic în acest sens.

După unele păreri, problema este atît de acută la noi în țară, încît nu ar mai fi timp ca să se efectueze un studiu sistematic al condițiilor impuse de zăcămînt, iar pe baza acestuia să se treacă la alegerea și proiectarea unei susțineri adecvate, ci pur și simplu se recomandă ca să se proiecteze o susținere pe baze cu totul empirice și poate „eventual să se adapteze zăcămîntul acestuia“.

In orice caz o asemenea susținere se poate construi, ea va putea să susțină acoperișul, însă rolul susținerii nu este numai acesta. Avantajul susținerii metalice rezidă tocmai în faptul, că fiind construită după condițiile zăcămintelor respective putem obține un control cît mai eficace al acoperișului și o securitate cît mai mare a muncii.

Fără a se cunoaște capacitatea portantă a culcușului nu se poate trece la dimensionarea susținerii. Deci, nu are nici un rost de a se alege o susținere cu o rezistență superioară capacității portante a culcușului. Fără a se cunoaște modul și viteza de tasare a rocilor din acoperiș și în special fără a se cunoaște limita de deformare a lor, pînă la apariția fisurilor, nu se poate dimensiona corect susținerea.

Empirismul de pînă acum din minerit ca și din toate celelalte ramuri ale tehnicii trebuie înlocuit cu studiul și cercetarea tehnico-științifică a fenomenelor. Pe această linie se impune deci rezolvarea problemei de introducere a susținerii metalice și în țara noastră. Aceasta este linia pe care trebuie să o urmeze atît ASIT-ul, cît și conducerea Ministerului Minelor.

In cele ce urmează se prezintă pe baza materialului documentar existent la noi în țară, concepțiile moderne care stau la baza alegerii, proiectării, construirii și folosirii raționale a susținerii metalice a abatajelor cu front lung în minele de cărbuni.

De asemenea se expun ipotezele noi privind dirijarea presiunii rocelor din acoperiș, precum și mărimea și repartizarea acestei presiuni pe susținere pe baza ultimilor lucrări experimentale efectuate în străinătate.

O atenție deosebită se va da susținerii cu stîlpi și grinzi metalice, fiind sistemul cel mai răspîndit și cel mai generalizat, analizîndu-se în amănunțime modul lor de comportare în exploatare, posibilitățile de îmbunătățire a comportării lor, precum și ultimele realizări constructive ale tehnicii moderne.

Foarte pe scurt se va analiza problema mecanizării susținerii, o problemă de viitor, care mai comportă încă o serie de studii și experimentări în vederea punerii la punct a construcției lor.

PARTEA II-a

DIRIJAREA PRESIUNII ȘI CONTROLULUI ACOPERIȘULUI

Dirijarea corespunzătoare a presiunii rocilor din acoperiș și menținerea în bună stare a tavanului deasupra spațiului de lucru sînt factori care asigură succesul aplicării metodelor de exploatare cu abataje cu front lung.

Dirijarea presiunii rocilor din acoperiș are drept scop în primul rînd evitarea așa numitelor lovituri de acoperiș provocate de surparea bruscă a acoperișului principal, precum și eventual de a utiliza această presiune, dirijînd-o ca presiune de reazem pe frontul de cărbune, pentru a provoca fisurarea, respectiv strivirea lui.

Din acest ultim motiv, înainte de introducerea mecanizării tăierii cărbunelui cu mașinile de havat și combine, utilizarea unei susțineri elastice era justificată prin faptul, că se obținea transmiterea efectului presiunii de reazem chiar pe pieptul frontului, respectiv se obținea o fisurare și strivire a masivului, ușurînd munca cu ciocanul de abataj.

Prin utilizarea unei susțineri elastice, acoperișul direct însă se fisura și se crăpa, încă cu mult înainte de a ajunge frontul sub el.

In această situație rocile acoperișului situate deasupra spațiului de lucru din abataj erau fisurate și crăpate, cu coeziunea distrusă, prezentînd un pericol deosebit din punct de vedere al securității muncii.

Condițiile de aplicare a metodelor clasice de dirijare a acoperișului au fost determinate de caracteristicile rocilor înconjurătoare, precum și de felul susținerii, respectiv de susținerea cu lemn.

Astfel se știe, că dirijarea prin surpare totală se poate aplica în cazul cînd grosimea acoperișului direct este de 5—8 ori mai mare, ca grosimea stratului în exploatare. Această condiție fiind determinată de relația

$$m > \frac{m_0}{k-1}$$

unde

m este grosimea acoperișului direct care se surpă;
m_0 — grosimea stratului exploatat;
k — coeficientul de afînare $= 1{,}1 - 1{,}2$.

Prin îndeplinirea acestei condiții volumul de rocă ce se surpă din acoperișul direct poate rambleea golul rezultat pînă sub acoperișul principal evitînd surparea acestuia.

In cazul cînd $m < (5-8)\, m_0$ dirijarea acoperișului se face prin surpare parțială, susținerea acoperișului principal efectuîndu-se prin coaste de rambleu.

In cazul cînd acoperișul este constituit din roci foarte tari care se surpă greu sau acoperișul direct lipsește, dirijarea se face prin rambleere parțială, acoperișul principal fiind susținut de asemenea și în acest caz cu coaste de rambleu.

Rambleerea totală ca metodă de dirijare se aplică în general în cazul acoperişurilor foarte tari fisurate cari se surpă foarte greu pe suprafeţe mari şi în special cînd este necesar de a se crea zone de izolaţie împotriva extinderii focurilor.

In unele cazuri speciale cînd acoperişul direct este format dintr-un strat gros de marnă şi argilă plastică, iar grosimea stratului exploatat, nu depăşeşte 1,2 m, se poate aplica dirijarea prin coborîre lină a acoperişului.

Dintre metodele de dirijare enumerate mai sus, metoda prin surpare totală este cea mai avantajoasă din punct de vedere economic, fiind în acelaşi timp şi cel mai uşor şi simplu de efectuat.

Prin introducerea susţinerii metalice, care poate fi construită cu mult mai rezistentă decît cea de lemn, au putut fi modificaţi factorii care au stat la baza alegerii metodelor clasice de dirijare a presiunii acoperişului.

Astfel, prin utilizarea stivelor şi în special a pereţilor în formă de orgă, s-a reuşit de a se aplica dirijarea prin surpare totală a unor acoperişuri ce pînă atunci se dirijau prin rambleere parţială sau totală.

Intrucît la noi în ţară ca metode de dirijare se aplică într-o mare măsură surparea totală şi în puţine cazuri rambleerea şi coborîrea lină a acoperişului, în cele ce urmează vom analiza pe larg, metoda de dirijare a acoperişului prin surpare totală.

Dirijarea acoperişului principal. Dirijarea acoperişului principal prin umplerea excavaţiilor subterane cu rocă surpată din acoperişul direct este asemănătoare dirijării prin rambleere totală. Metoda constă în a răpi în momentul şi locul oportun o parte a susţinerii abatajului spre a se produce la limita spaţiului de lucru o surpare bruscă a acoperişului direct. Vom arăta modul cum explică prof. H. Labasse diferitele fenomene în legătură cu dirijarea acoperişului.

Să considerăm stratul „n" ca strat inferior al acoperişului principal, care nu se surpă în momentul răpirii susţinerii D ci se reazemă pe de o parte pe acoperişul direct rămas intact deasupra spaţiului de lucru pe de altă parte începînd cu punctul P' — pe rambleu (roca surpată). Roca (acoperişul direct) surpată reprezintă un rambleu mult înfoiat, care se tasează progresiv pînă în punctul M', punct în care se poate considera tasarea terminată. Dacă stratul m de deasupra lui n este mai elastic se aşează pe stratul n încărcîndu-l cu greutatea sa, în caz contrar rămîne un gol între strate (golurile lui Webber). Procesul este analog şi pentru stratele superioare stratului „m". In acest mod ia naştere o zonă de destindere — zona lui Trompeter — delimitată în parte de suprafaţa $A\ A'\ A$, şi care se aşează de-a lungul punctelor $P'\ P''\ P'''$ pe rambleu. Această aşezare produce reacţiunile R şi R', care acţionează de sus în jos, de-a lungul suprafeţei zonei de destindere producînd o presiune pe acoperişul direct precum şi pe frontul de cărbune — aşa numita *„presiune de reazem"*.

Din cauza acestor forţe de reacţiune se produce tasarea rambleului, precum şi a stratelor încovoiate, luînd naştere astfel o nouă uprafaţă de echilibru $M\ M'\ M''$.

Consola plăcilor (stratelor) acoperişului de bază este $A'\ M'$ şi $A''\ M''$. Intre punctele A' *respectiv* M'' grinda mai este susţinută în punctul P' de rambleu şi în punctul B' de acoperişul direct. In acest mod deschiderea consolei se reduce de la distanţa $A\ M$ la a' care reprezintă numai o fracţiune din lungimea $A'\ M'$. Rezultă deci că dirijarea acoperişului principal se poate rezolva cu succes dacă se reuşeşte reducerea deschiderii consolei fiecărui strat în parte la o valoare inferioară deschiderii la care se produce ruperea consolei.

Intrucît la dirijarea prin surpare trebuie să ţinem seama de anumiţi coeficienţi de infoiere, deschiderea $A'\ M'$ şi în consecinţă valoarea lui a' este cu atît mai mare cu cît încovoierea stratelor este mai redusă şi cu cît viteza de înaintare a frontului este mai mare. Intr-adevăr încovoierea produce deplasarea stratelor destinse; ea creşte proporţional cu timpul. Dacă valoarea lui $A'\ M'$ creşte cu creşterea vitezei de înaintare a frontului unghiul O, determinat de suprafaţa zonei de destindere şi orizontală, scade, iar greutatea masei de rocă destinsă, cuprinsă în triunghiul $A'\ M'\ S'$ (fig. 1) şi care acţionează asupra stratelor inferioare ale acoperişului principal, va depinde de asemenea de această viteză.

Rezultă deci că pentru o viteză de înaintare determinată, această greutate este minimă, depăşindu-se această viteză, creşterea este destul de accentuată.

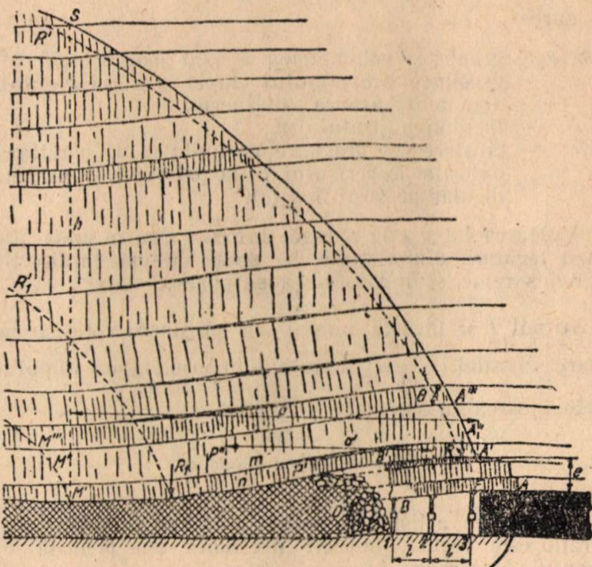


Fig. 1. Zona de destindere a rocilor din acoperiş

Se poate întîmpla ca deschiderea unui strat al acoperişului principal să depăşească limita de rupere şi astfel să existe pericolul unei lovituri de acoperiş. In afară de aceste lovituri, la pornirea abatajului, dirijat prin surpare se pot produce periodic manifestări de presiune, dacă în urma surpării, deschiderea consolei stratelor devine prea mare.

Din cele expuse mai sus rezultă, că în cazul dirijării acoperişului prin surpare totală, singurul factor care poate fi influenţat este viteza de înaintare a frontului. Trebuie deci determinată şi aleasă viteza optimă, pe cît permite concentrarea transportului şi factorii preţului de cost.

Controlul acoperişului direct. Destinderea stratelor este cauza pierderii coeziunii blocurilor de roci de-a lungul crăpăturilor. Blocurile se deplasează de-a lungul planurilor de fisurare, iar acoperişul se crapă paralel cu frontul de cărbune. In acest mod se pot produce surpări iar acoperişul brăzdat de multe fisuri şi crăpături periclitează lucrul în front, influenţează în sens negativ desfacerea cărbunelui de-a lungul planelor de clivaj, îngreunînd considerabil tăierea.

Pentru a se produce surparea stratelor acoperişului direct, acestea trebuie eliberate de forţele de coeziune. In rocile din acoperişul direct iau naştere eforturi de întindere dirijate în spre zona surpată, iar prin deplasarea stratelor acoperişului direct se produce ruperea şi apoi deschiderea crăpăturilor.

In acest mod acoperişul direct nu mai prezintă nici o rezistenţă la încovoiere, fiind necesară susţinerea lui puternică, limitarea tasării, pentru a se preîntîmpina destinderea. Acest lucru se poate obţine prin înlocuirea eforturilor tangenţiale de legătură a stratelor prin creşterea efortului de frecare între planurile de stratificaţie, evitîndu-se deplasarea stratelor componente.

Este deci necesară imprimarea unui efort atît de mare, care să apese puternic stratele acoperişului direct de acoperişul principal, iar deplasarea lor să se poată face în ansamblu. Acest lucru se poate obţine prin:

a — repartizarea uniformă a presiunii necesare pe stîlpii de susţinere sau b — concentrarea presiunii de-a lungul liniei de tăiere pe stive.

a) **Controlul acoperişului prin stîlpi.** Considerînd distanţa între rîndurile de stîlpi l, iar între stîlpii din acelaşi rînd l', sarcina ce acţionează asupra stîlpului 2 (fig. 1) este:

$$l\ l'\ (e\,\delta \cos \alpha + p)$$

în care

δ este greutatea volumetrică a rocii acoperişului;
e — grosimea acoperişului direct a cărui greutate acţionează asupra susţinerii
α — înclinarea stratului;
p — creşterea de presiune pe unitatea de suprafaţă, datorită acoperişului principal (măsurat perpendicular pe stratificaţie).

Valoarea lui p este redusă, întrucît roca în urma slăbirii legăturii dintre strate, se poate destinde în direcţia zonei surpate, şi în consecinţă se poate elimina.

Stîlpul l se încarcă numai cu presiunea corespunzătoare suprafeţii $\frac{l\ l'}{2}$, şi numai în urma răpirii stîlpului. D se încarcă cu sarcina.

$$\left(l + \frac{l}{2}\right) l'\ e\,\delta \cos \alpha$$

Sarcina ce acţionează asupra stîlpului 3 montat mai tîrziu este redusă, întrucît presiunea este preluată de frontul de cărbune.

Presiunea de reazem rezultă din greutatea masivului A' M' S şi se determină aproximativ cu relaţia:

$$l' \left(\frac{a\,h}{2 \cdot 3}\,\delta \cos \alpha + \frac{a}{2}\,p\right)$$

Această presiune se repartizează pe frontul de cărbune şi pe cei 3 stîlpi, revenind pe un stîlp cel mult:

$$F l' \left(\frac{a\,h}{6}\,\delta \cos \alpha + \frac{a}{2}\,p\right)$$

Valoarea coeficientului F se determină considerînd deschiderea consolei a' în loc de a, ceea ce în linii generale corespunde cu $\frac{a}{2}$, în consecinţă h' devine $\frac{h}{2}$. Presupunînd că o parte din presiune este preluată de frontul de cărbune, că stîlpul 1 preia o jumătate de parte, stîlpul 2 — o parte întreagă, iar stîlpul 3 nu preia nimic, valoarea maximă a lui F va fi:

$$\frac{1}{2 \cdot 2 \cdot 2{,}5} = \frac{1}{10}$$

Acoperişul direct se poate considera ca o grindă aşezată pe mai multe reazeme, deci este vorba de o problemă static nedeterminată, fiecare reazem preluînd o sarcină în funcţie de elasticitatea S a sa şi de săgeata f a acoperişului în punctul respectiv.

Rezultă deci ca încărcare pe stîlp:

$$P = l\ l'\ e\,\delta \cos \alpha + 0{,}1\ l' \left(\frac{a\,h}{6}\,\delta \cos \alpha + \frac{a}{2}\,p\right) S \cdot f \quad (1)$$

Valorile lui S şi f depind de elasticitatea stîlpului şi de încovoierea acoperişului direct.

Produsul $S\ f$ este mai mic decît 1, crescînd cu creşterea rigidităţii stîlpului, a flexibilităţii stratelor şi a timpului.

In cazul cînd acoperişul principal nu ar avea nici o rezistenţă şi s-ar aşeza cu întreaga greutate pe o susţinere complet rigidă, valorae lui S, f ar fi egală cu 1,0.

Incărcarea maximă pe stîlp va fi deci:

$$P_{max} = l\ l'\ e\,\delta \cos \alpha + 0{,}1\ l' \left(\frac{a\,h}{6}\,\delta \cos \alpha + \frac{a}{2}\right) \quad (2)$$

Măsurătorile efectuate în mină au arătat că sarcina pe susţinere variază în funcţie de caracteristicile rocilor şi de viteza de înaintare a frontului.

Rolul susţinerii este de a reduce tasarea acoperişului direct, şi anume imediat după extragerea cărbunelui pentru a se evita distrugerea coeziunii rocilor.

Astfel stîlpii imediat după montare trebuie să fie capabili să dezvolte o rezistenţă Q, care producînd un efort de frecare Q de-a lungul planurilor de stratificaţie (în special între acoperişul direct şi cel de bază) să echilibreze lipsa eforturilor tangenţiale.

Stîlpii trebuie deci să poată prelua o sarcină

$$P_0 = l\ l'\ e\,\delta \cos \alpha + Q \quad (3)$$

In unele cazuri stîlpul trebuie să limiteze şi tasarea acoperişului principal, în acest caz capacitatea portantă a stîlpului trebuie să fie

$$P_{0'} = l\ l'\ e\,\delta \cos \alpha + Q'$$

Din cele expuse mai sus rezultă principalele cerinţe impuse stîlpului:

1. Stîlpii imediat după montare trebuie să poată prelua o sarcină P_0 sau $P_{0'}$, pentru a preîntîmpina pornirea tasării acoperişului direct.

2. In momentul atingerii sarcinii pline, stîlpul trebuie să cedeze.

Curba ideală a stîlpului trebuie să fie apropiată de cea din fig. 2 (curba OAB).

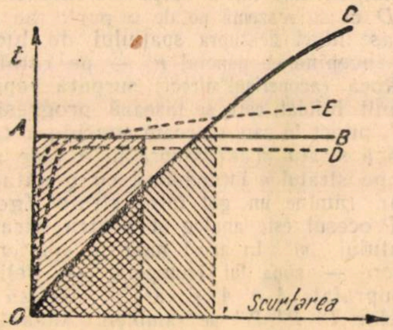


Fig. 2. Curba caracteristică a stîlpilor
OE; OD; OC: curbe efective a stîlpilor folosiţi actualmente.

Controlul acoperişului prin stive. In cazul acestei metode de dirijare în punctul tăiere B se aplică o susţinere foarte rigidă (stive de lemn ecarisat în cazul stratelor subţiri, sau stive de şine c. f. i. în cazul stratelor de grosime medie, fig. 3). Acestea imprimă o presiune puternică între acoperişul direct şi acoperişul principal, astfel că în momentul răpirii acoperişul direct nu se destinde.

Planurile de stratificaţie se deschid puţin, micşorarea înălţimii abatajului este redusă uşurînd extragerea cărbunelui şi necesitînd o susţinere mai puţin rezistentă.

In ceea ce priveşte acoperişul principal, deschiderea consolei „a" este mai redusă, pericolul loviturilor de acoperiş va fi deci mai mic. Abatajul intră în presiune mai rar.

Considerînd deschiderea acoperişului direct L, sarcina ce revine pe m de linie de tăiere (surpare) este:

$$P = \frac{3}{8}\,L\,(e\,\delta \cos \alpha + p) + F \left(\frac{a\,h}{6}\,\delta \cos \alpha + \frac{a}{2}\,p\right) S \cdot f$$

Factorul $\frac{3}{8}$ indică că grinda este considerată incastrată.

Valoarea lui F este de max. 0,25, produsul $S\,f$ însă se apropie mai mult de 1, susţinerea fiind mai rigidă. Şi în cazul dirijării cu stive se constată aceeaşi influenţă a caracteristicilor rocilor, precum şi a vitezei de înaintare. In unele cazuri este necesar de a se imprima şi stivelor o oarecare elasticitate, bineînţeles în anumite limite, întrucît cu cît linia de tăiere cedează mai mult, cu atît efortul tangenţial este mai redus, efort pe care se bazează metoda.

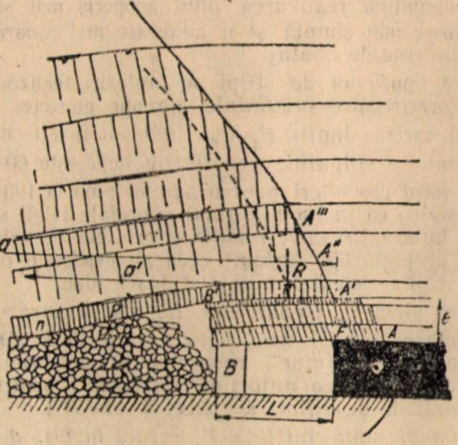


Fig. 3. Dirijarea acoperişului prin stive

★

In cele de mai sus s-au expus în linii generale considerentele cari stau la baza dirijării acoperişului prin surpare totală, precum şi considerentele cari stau la baza alegerii tipului de susţinere cu stîlpi.

Caracterul deplasării rocilor şi al grosimii în abatajele cu front lung, în cadrul tipurilor de susţinere obişnuite şi în cazul dirijării acoperişului prin surpare poate fi explicat, aşa cum s-a arătat, prin aplicarea ipotezei „plăcii în consolă".

Caracterul periodic al acestor fenomene este legat de caracterul periodic al surpărilor artificiale ale acoperişului principal, iar dinamica manifestării presiunii miniere se explică în cazurile concrete ale abatajului respectiv prin mărimea „pasului de surpare" şi prin creşterea treptată a distanţei între locul surpării acoperişului şi frontul de cărbune.

Aceste fenomene nu se observă în cadrul susţinerilor mecanizate. Susţinerea mecanizată se deplasează continuu după front şi deasupra spatelui exploatat nu vor apărea plăcile în consolă.

Prin urmare, presiunea rocilor asupra susţinerii mecanizate poate fi complet diferită de cea care se observă în cazul susţinerii obişnuite şi ceea ce este extrem de important, aprecierile calitative ale manifestărilor presiunii miniere(t/m^2) făcute înainte, se pot dovedi neaplicabile pentru calculul susţinerii mecanizate.

Problema este nouă şi mai necesită cercetări ample şi vaste, la ora actuală ele fiind abia la început.

PARTEA III-a

STÎLPI METALICI

Stîlpii metalici reprezintă primele elemente care au permis înlocuirea susţinerii în lemn a abatajelor, şi au obţinut ulterior cea mai mare extindere.

De la primele tipuri de stîlpi metalici introduşi la lucrările de susţinere a abatajelor, acum cîteva zeci de ani şi pînă în prezent s-a construit un mare număr de tipuri de stîlpi. In decursul ultimilor ani, au fost înregistrate o serie de progrese incontestabile; o perioadă lungă de experimentare în exploatare, numeroasele măsurători efectuate atît în subteran, cît şi în laborator, au permis determinarea mai precisă a calităţilor pe care trebuie să le îndeplinească un stîlp ideal. Ultimele realizări ale constructorilor, pe baza cercetărilor de mai sus, reprezintă o serie de soluţii originale şi ingenioase care au condus la îmbunătăţiri substanţiale în construcţia şi exploatarea acestor stîlpi.

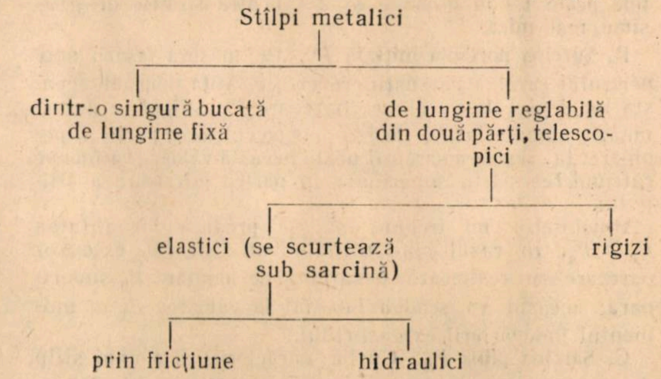
In cele ce urmează se vor expune concepţiile noi care stau la baza alegerii şi proiectării stîlpilor ţinînd seama de condiţiile de zăcămînt, precum şi ultimile tipuri realizate de firmele constructoare din străinătate.

Clasificarea stîlpilor. O clasificare raţională a stîlpilor trebuie să ţină seama atît de caracteristicile constructive cît şi de modul lor de comportare în exploatare. Astfel, trebuie în primul rînd să distingem stîlpii de lungime fixă, constituiţi dintr-o singură piesă şi stîlpii de lungime variabilă, aşa numiţii stîlpi telescopici constituiţi din două părţi extensibile. Primul tip are o utilizare foarte redusă, numai în cazul stratelor de grosime foarte constantă, fiind utilizat în special în minele engleze. Stîlpii telescopici pot fi de lungime fixă în exploatare, sau din contră, construiţi aşa fel încît să permită tasarea, respectiv scurtarea, sub acţiunea presiunii acoperişului.

Stîlpii rigizi de lungime reglabilă sînt reprezentaţi prin cîteva tipuri belgiene şi germane. Majoritatea stîlpilor în exploatare sînt cei telescopici culisabili, scurtarea sub sarcină a lungimii stîlpilor sub influenţa presiunii acoperişului putînd fi realizată prin frecare sau printr-un sistem hidraulic.

Pe baza celor de mai sus, o clasificare schematică a tipurilor de stîlpi metalici utilizaţi la susţinerea lucrărilor de abataj ar fi cea din tabela 3.

Tabela 3


Stîlpi metalici
dintr-o singură bucată de lungime fixă
de lungime reglabilă din două părţi, telescopici
elastici (se scurtează sub sarcină)
rigizi
prin fricţiune
hidraulici

Ţinînd seama că răspîndirea cea mai largă o au stîlpii telescopici, în cele de mai jos se va analiza în special problema proiectării şi comportării acestor stîlpi în exploatare, prezentîndu-se în acelaşi timp ultimele tipuri realizate, precum şi linia de dezvoltare viitoare.

Principiile constructive ale stîlpilor metalici telescopici de fricţiune

I. **Caracteristicile stîlpului.** In general un stîlp metalic telescopic este constituit din două părţi: o parte inferioară în care pătrunde partea superioară. Cele două părţi sînt solidarizate printr-o broască (lacăt) care asigură în acelaşi timp:

— stabilitatea stîlpului la lungimea dorită;

— frînarea mişcării părţii superioare care se înfundă în partea inferoară sub acţiunea presiunii acoperişului. De asemenea broasca permite deblocarea stîlpului în momentul răpirii. Sub acţiunea unei sarcini P, stîlpul se scurtează cu o lungime x. Curba $P(x)$ poartă denumirea de „curba caracteristică" a stîlpului. Curba într-adevăr este aceea care caracterizează stîlpul, determinînd legătura între rezistenţă şi tasare, ambele fiind în legătură cu presiunea şi mişcarea rocilor.

Punctele caracteristice ale curbei, interesante în mod deosebit sînt: (indicate pe o curbă teoretică fig. 4, a a unui stîlp de construcție modernă):

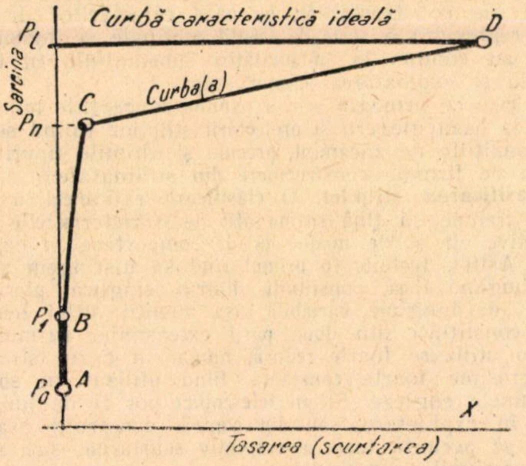


Fig. 4 a. Curba caracteristică ideală a unui stîlp

A. **Sarcina de montare sau împănarea inițială** P_0. In momentul montării, stîlpul se împănează sub acoperiș fie prin introducere forțată cu lovituri, fie cu ajutorul penei sau a extensorului. Această împărare inițială are drept scop de a da stîlpului o stabilitate suficientă și de a-i permite să opună o rezistență eforturilor laterale produse de mașini de havat, combine, pluguri etc. Această sarcină se recomandă a fi de cel puțin 4 t pentru stratele peste 1,2 m grosime și 2 t pentru stratele de grosime mai mică.

B. **Sarcina portantă inițială** P_1. Pe măsura tasării acoperișului sarcina pe susținere crește. Atîta timp cît aceasta nu depășește o valoare oarecare P_1, stîlpul se deformează numai elastic, fără a începe culisarea părții superioare; la creșterea sarcinii peste această valoare va începe rătrunderea părții superioare în partea inferioară a stîlpului.

Bineînțeles nu trebuie să se producă inegalitatea $P_0 > P_1$. In cazul cînd utilizînd un sistem de extensor oarecare se realizează o sarcină de montare P_0 superioară, aceasta va scădea imediat la valoarea P_1 în momentul îndepărtării extensorului.

C. **Sarcina plină** P_n. Curba caracteristică a unui stîlp de construcție modernă se compune în general dintr-o parte de curbă (dreaptă) cu o pantă accentuată *BC*, care corespunde unei creșteri apreciabile a încărcării pentru o scurtare redusă, și apoi dintr-o parte de curbă (dreaptă) orizontală sau slab înclinată, pe care încărcarea crește puțin pentru o tasare apreciabilă. Schimbarea de pantă este mai mult sau mai puțin accentuată după tipul stîlpului. Se definește ca sarcină plină „ordonata" corespunzătoare punctului *C*, în cazul cînd aceasta se poate defini cu suficientă exactitate.

D. **Sarcina limită** P_l. Sarcina exprimată prin ordonata punctului *D*, corespunzător tasării maxime admisibile respectiv tasarea care nu împiedică deblocarea și răpirea stîlpului. Tasarea maximă admisibilă, pentru un stîlp de lungime dată depinde de lungimea inițială. Uneori se definește sarcina limită independent de această lungime inițială, ca sarcină corespunzătoare unei tasări de 25 mm.

Asupra curbei caracteristice ideale a unui stîlp se pare că nu se mai poartă discuții. Stîlpul ideal trebuie să preia chiar de la montare sarcina sa maximă și s-o mențină pe tot timpul cît se tasează sub acțiunea presiunii acoperișului. Broasca sau dispozitivul de împănare trebuie să joace rolul unei supape de siguranță, permițînd părții superioare să culiseze sub o sarcină apropiată sarcinii de flambaj. Cu alte cuvinte, curba caracteristică ideală trebuie să fie o linie dreaptă.

Un astfel de tip de stîlp se va opune chiar de la montare cu rezistența sa maximă mișcării (tasării) acoperișului, limitînd îndoirea acestuia în fața frontului (deasupra masivului de cărbune din front), astfel încît acoperișul va ajunge nefisurat deasupra spațiului de lucru, permițînd realizarea unui acoperiș mai sigur cu o susținere mai simplă și o adaptare mai ușoară metodelor moderne de abataj.

Cîteva tipuri noi de stîlpi se pretează realizării unei curbe caracteristice orizontale aproape perfecte.

Astfel, sarcina limită P_l este evident funcție de greutatea admisă a stîlpului, practic nu depășește 60 — 70 t.

S-au făcut propuneri pentru sarcini pînă la 100 t, însă ținînd seama că în mod normal suprafața tălpii stîlpului este în jurul a 150 cm², rezultă o presiune pe vatra abatajului de peste 650 kg/cm² ceea ce depășește în general chiar și rezistența unui șist foarte dur.

Sarcina plină P_n trebuie să fie atinsă după o tasare (culisare) redusă, 20 mm cerută în 1945 de „Deutsche Kohlenbergbau Leitung", respectiv 10 și 5 mm cerută astăzi de majoritatea autorilor. Ca sarcină, pentru greutăți admisibile de stîlpi, se acceptă 40—50 t.

Sarcina portantă inițială P_1 cerută în **1945** de DKBL era de 5 t, progresele înregistrate însă permit ridicarea exigenței la cel puțin 10 t, cu speranța ca într-un viitor apropiat să se poată realiza 20—25 t.

In ceea ce privește sarcina de montare, dispozitivele utilizate actualmente permit realizarea unei împănări sub o sarcină de 4—5 t.

Aceste date numerice sînt reprezentate în diagrama anexă (fig. 4 *b*, zona hașurată *a*). Pe figură s-a reprezentat de asemenea curba ideală a unui stîlp care se tasează sub o sarcină constantă de 50 t., precum și curba ideală preconizată de dr. Iacobi. Unii autori nu sînt de acord cu această curbă susținînd că ea imprimă acoperișului deasupra spațiului de lucru o alură defavorabilă. In cazul cînd stîlpii au o rezistență ridicată atît în apropierea frontului cît și în apropierea zonei exploatate lăsarea acoperișului în dreptul frontului este mai redusă, imprimîndu-i astfel o alură concavă. In cazul cînd rezistența stîlpului crește pe măsura îndepărtării de front către surpare, acoperișul se tasează rămînînd rectiliniu, și deci tasarea acoperișului nu este rezultatul unei îndoiri elastice, ci a unei serii de deplasări relative a elementelor (blocurilor constitutive): alunecarea pe verticală a blocurilor mari; rotirea blocurilor mari; alunecarea blocurilor după planurile de fisurație.

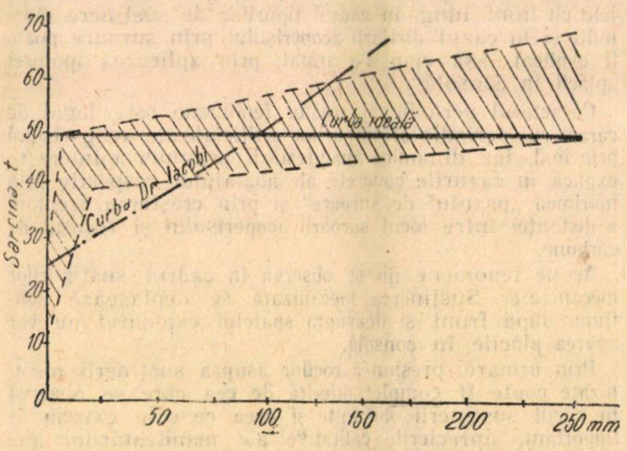


Fig. 4 b. Suprafața caracteristică a stîlpului metalic

In cazul cînd acoperişul va lua o alură concavă, concavitatea maximă se va afla chiar deasupra spaţiului de lucru, deci aci deplasările blocurilor vor fi maxime şi în consecinţă acoperişul se va prezenta în condiţii rele. Acesta ar fi motivul pentru care un stîlp cu o curbă caracteristică orizontală nu ar fi recomandabil.

Acestei teorii i se poate aduce obiecţia că inconvenientul semnalat nu afectează numai o zonă apropiată liniei de fracturare a acoperişului (în apropierea surpării), iar concavitatea acoperişului produce o comprimare laterală a blocurilor în partea lor inferioară, ceea ce conduce la creşterea stabilităţii acestuia, pe de altă parte comportarea acoperişului se îmbunătăţeşte incontestabil în cazul reducerii tasării.

II. **Scurtarea sub sarcină a lungimii stîlpului** Sub influenţa presiunii acoperişului se produce scurtarea lungimii care este reglată de frecarea dintre partea superioară şi lacăt. La unele tipuri de lacăte alături de frecare mai intervine şi deformarea elastică a elementelor lacătului sau strivirea unei scîndurici de lemn.

Factorul principal care însă produce frînarea scurtării lungimii stîlpului, este frecarea. Aceasta are ca rezultat uzura, respectiv reducerea asperităţilor suprafeţelor de contact. Mărimea coeficientului de frecare depinde de:

— presiunea, viteza de lunecare, temperatura;

— natura suprafeţelor în contact;

— starea zonei (suprafeţei) de frecare.

a) Influenţa presiunii normale. Coeficientul de frecare scade sensibil cu creşterea presiunii normale. El poate scădea cu 10—20% la o încărcare de 50 t faţă de cea normală care este mai redusă.

b) Influenţa naturii suprafeţei de frecare. Pentru mărirea frecării tendinţa actuală este de a se utiliza garnituri din diverse materiale. Valorile informative ale coeficienţilor de frecare ai materialelor utilizate, pentru o sarcină de 50 t. sînt: oţel 0,38; fontă 0,46; zamak 405 — 0,39; zinc 0,31; aluminiu 99,5% — 0,39; silumin 0,57.

Valorile de mai sus se referă pentru cazul stîlpilor curaţi şi noi.

c) Influenţa prezenţei prafului de cărbune. Praful de cărbune şi în special cel umed, produce o reducere considerabilă a coeficientului de frecare (*f*).

In tabela 4 se redă comparativ, scăderea valorii lui *f* în cazul prezenţei prafului.

Tabela 4

Materialul	Valoarea medie a lui *f* pentru o sarcină normală de 50 t	
	stîlp curat	cu praf de cărbune umed
Oţel	0,38	0,24
Fontă	0,46	0,21
Zamak 405	0,39	0,24
Zinc	0,31	0,23
Aluminiu 99,5%	0,39	0,26
Silumin	0,57	0,33

d) Influenţa gradului de uzură a stîlpului. In general capacitatea portantă a unui stîlp scade cu creşterea duratei de aplicare a sarcinii. Redăm mai jos scăderea valorii lui *f* în funcţie de durata de serviciu (suprafaţa de frecare: placă de silumin): stîlp nou 0,54—0,59; după 40 de montări 0,37—0,42; după 2 ani 0,23—0,25.

In ultimul timp pentru a mări valoarea şi constanţa lui *f* se sudează pe suprafaţa părţii superioare un cordon de aliaj dur, care se încrustează în placa de contact a lacătului. Frecarea prin muşcare astfel realizată conduce la o constanţă mai ridicată a sarcinii portante, raportul faţă de forţa de împănare prezentînd o varaţie după un an de serviciu, de la 1,06—1,08 la 0,96—1,00 (8—10%).

e) Coeficientul de frecare în mişcare (dinamic). In timpul mişcării valoarea coeficientului de frecare scade cu aproape 10%. In momentul culisării capacitatea portantă a stîlpului scade cu circa 10%. In cazul cînd este supus unei sarcini constante frecarea neputîndu-i-se opune, culisarea va continua accentuîndu-se. Din acest motiv, lacătul trebuie astfel construit ca frecarea să crească pe măsura creşterii tasării stîlpului.

III. **Principiile de împănare a stîlpilor.** Schema din fig. 5 stă la baza împănării celor mai mulţi stîlpi: efortul de împănare *N* este constant, de asemenea şi sarcina *P*; sarcina plină nu poate depăşi însă valoarea sarcinii care produce prima scurtare a lungimii stîlpului.

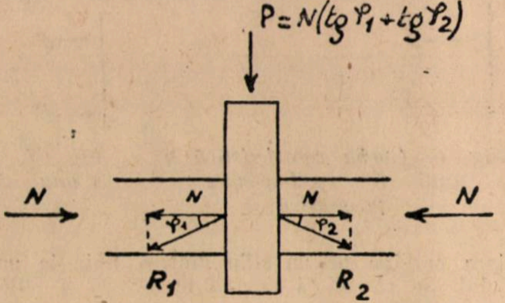


Fig. 5. Schema de împănare a stîlpului metalic

In cele mai multe cazuri lacătul şi partea superioară a stîlpului sînt astfel construite încît să conducă la o împănare progresivă, respectiv la creşterea capacităţii portante. Această creştere poate fi lentă, progresivă şi continuă, ca în cazul celor mai mulţi stîlpi de tip vechi, sau din contra o creştere rapidă, însă limitată, în cazul majorităţii stîlpilor de tip modern.

In rezumat construcţia lacătelor stîlpilor, se bazează pe următoarele trei principii:

— împănare progresivă crescîndă, dînd o curbă caracteristică ascendentă (fig. 6);

— autoîmpănare, dînd o curbă caracteristică ascendentă rapidă şi apoi puţin orizontală (fig. 7);

— împănarea constantă, conducînd la o curbă caracteristică orizontală (fig. 8).

Mărimea şi repartizarea sarcinii pe susţinere

— Măsurătorile efectuate arată că sarcina care acţionează asupra unui element de susţinere variază de la montarea pînă la răpirea lui. O caracteristică deosebit de importantă o reprezintă sarcina maximă care acţionează asupra susţinerii, iar aceasta determină în general, în cazul stîlpilor de fricţiune, telescopici, uzura lor. Stîlpul se poate uza în cazul cînd, fie că se încarcă o singură dată cu o sarcină foarte mare (ce depăşeşte sarcina de rupere) fie în cazul cînd se încarcă de mai multe ori cu o sarcină, inferioară sarcinii de rupere. In acest ultim caz uzura este lentă, progresivă, dar sigură.

Studiile şi măsurătorile efectuate în mină au arătat că diverşi stîlpi din aceeaşi linie de susţinere nu se încarcă cu aceeaşi sarcină. In multe cazuri diferenţele sînt considerabile. Această dispersiune, este datorită în mare parte, după cum se va arăta mai jos, stîlpilor, astfel încît în determinarea sarcinii pe susţinere, este mai recomandabil de a ţine seama de sarcina normală şi nu de cea maximă, prima prezentînd o dispersiune mult mai redusă, eliminînd în mare parte variaţiile în timp.

De o şi mai mare importanţă practică ţinînd seama de dispersiunea redusă pe care o prezintă este „sarcina globală pe susţinere la un moment dat". In loc de a

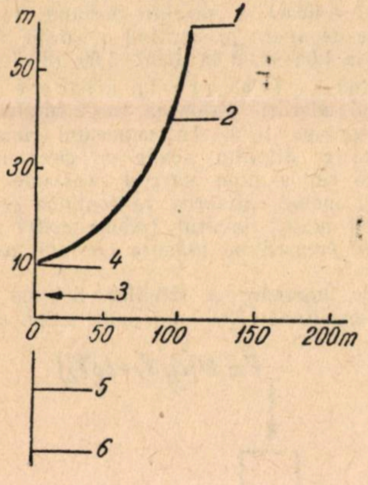


Fig. 6. Curba caracteristică a unui stîlp cu împănare progresivă

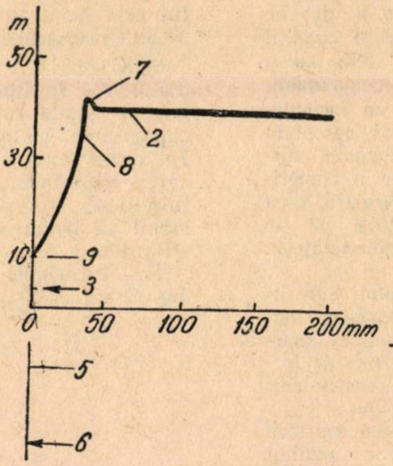


Fig. 7. Curba Caracteristică a unui stîlp cu auto-împănare

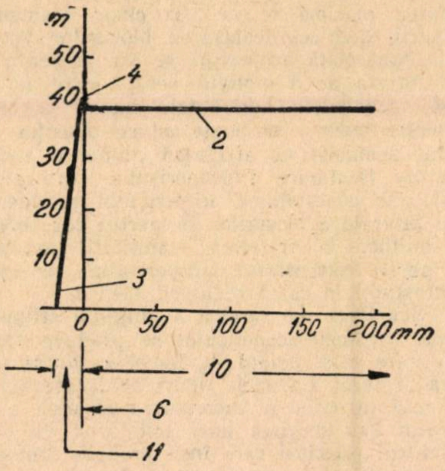


Fig. 8. Curba caracteristică a unui stîlp cu împănare constantă

considera sarcina pe un stîlp dintr-o linie la un moment dat, se consideră sarcina medie pe *n* stîlpi din linia respectivă.

Adunînd sarcinile pe stîlpii tuturor liniilor (de la front pînă la prăbușire) se obține sarcina globală pe susținere, respectiv (fig. 9.) :

$$N_G = N + N' + N''$$

unde

$$N = \frac{N_1 + N_2 + N_3 + N_4 + N_5}{5}$$

$$N' = \frac{N_1' + N_2' + N_3' + N_4' + N_5'}{5}$$

$$N'' = \frac{N_1'' + N_2'' + N_3'' + N_4'' + N_5''}{5}$$

Din punct de vedere al studiului sarcinii pe susținere sînt interesante de determinat :

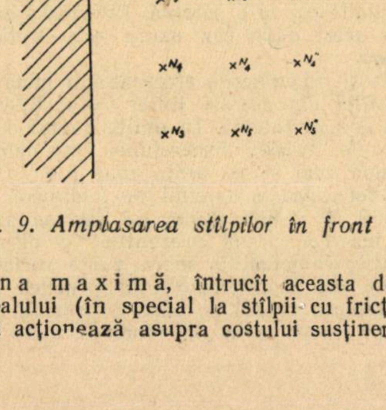


Fig. 9. Amplasarea stîlpilor în front

— sarcina maximă, întrucît aceasta determină uzura materialului (în special la stîlpii cu fricțiune) și în consecință acționează asupra costului susținerii ;

— sarcina normală, întrucît reprezintă un factor interesant și cu o dispersiune redusă a sarcinii pe susținere ;

— sarcina globală, întrucît reprezintă la orice moment dat sarcina în zone importante ale acoperișului.

Sarcina globală elimină în bună parte dispersiunea datorită factorului spațiu, pe cînd sarcina normală elimină pe cea a timpului.

Sarcina ce acționează asupra susținerii variază, așa cum au arătat studiile și măsurătorile efectuate în mine, în funcție de o serie de factori ca deschiderea spațiului de lucru, timpul, modul de dirijare a acoperișului, organizarea ciclului de lucru etc.

In cele ce urmează se va analiza influența fiecărui factor în parte, în vederea determinării măsurilor necesare care trebuie luate pentru reducerea sarcinii pe susținere, respectiv pentru a îmbunătăți controlul acoperișului și a simplifica operațiile de susținere.

1. *Influența deschiderii (lățimii) spațiului de lucru*

Cu creșterea deschiderii (lățimii) spațiului de lucru, sarcina globală N_G asupra susținerii crește. Această concluzie este veche în minerit, și toate cercetările și măsurătorile efectuate o confirmă.

O analiză mai aprofundată a acetsei concluzii permite stabilirea unor serii de observații cu o valoare practică deosebit de importantă.

Considerînd un abataj (fig. 10) avînd la începutul schimbului 1, două culoare deschise, iar frontul havat, este ilogic a se considera ca deschidere a spațiului de lucru numai lățimea celor două culoare. Făgașul havat trebuie de asemenea să influențeze mărimea deschiderii, nu în aceeași măsură ca un culoar deschis, întrucît în special în cazul cărbunilor de tărie mai mare, este normal de a imagina că masivul mai poate prelua o parte din sarcina eliberată de havaj. Rezultă deci că făgașul havat nu trebuie considerat nici ca un culoar deschis nici ca un front (masiv) neatacat. Această observație a condus la definirea unui raport *h*, de influență a unui făgaș havat față de un culoar normal deschis.

Analizînd sub acest aspect situația deschiderii abatajului din fig. 10 la diverse perioade se constată :

ora 23—9	$L = 2 + h$
„ 9—11,30	$L = 2 + 3\,h$
„ 11,30—14	$L = 3 + 2\,h$
„ 14—23	$L = 4 + h$

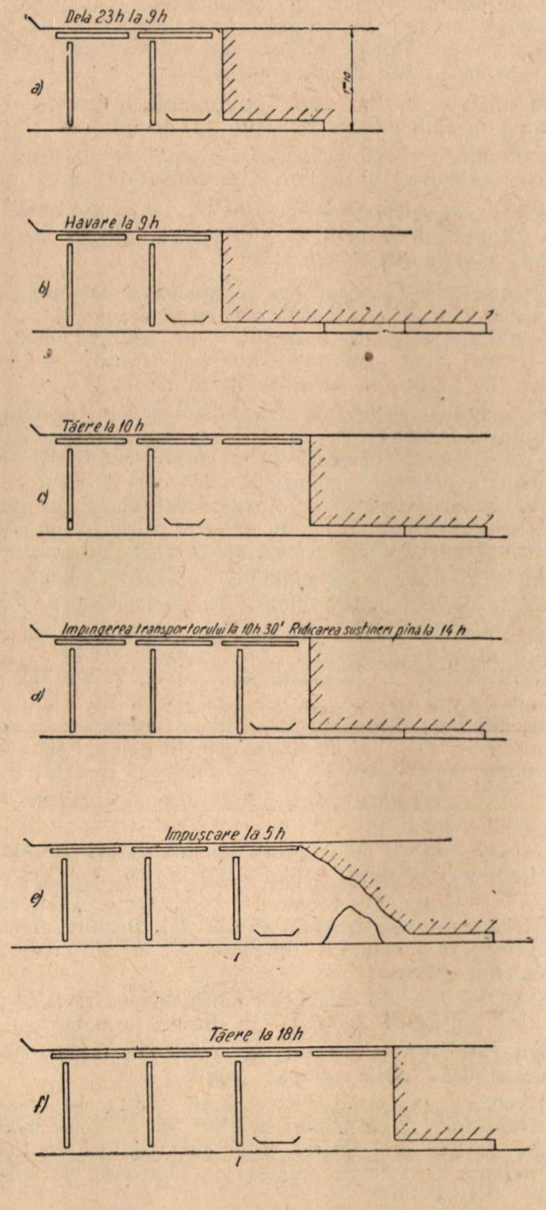

De la 23h la 9h
a)
Havare la 9h
b)
Tăere la 10 h
c)
Impingerea transportorului la 10h 30' Ridicarea susținerii pînă la 14 h
d)
Impușcare la 5 h
e)
Tăere la 18h
f)
Impingerea transportorului la 20h 30' Ridicarea susțineri pînă la 22h 30'
g)
I
II
Surparea ultimilor 2 linii de stîlpi la 23h
h)

Fig. 10. Schema de armare a abatajului frontal

Efectuînd măsurătorile de sarcini pe susținere, în cazul deschiderilor de mai sus într-o perioadă anumită se constată că valoarea lui N_G variază de exemplu într-un abataj în modul următor:

Perioada	$2+h$	$2+3h$	$3+2h$	$4+h$
P_1	33	—	61,6	66,4
P_2	36,9	48,9	58,6	56,4
P_3	37,2	48,9	52,8	55,0
P_4	33,6	43,0	52,8	56,6
Media	35,2	46,9	56,3	58,6

Se observă:

— o mare variație zilnică;

— o constantă relativă a cifrelor în diferite zile ale aceleiași perioade;

— factorul $\frac{N_G}{L}$ rămîne aproape constant. Dacă $\frac{N_G}{L}$ este riguros constant, trebuie să fie satisfăcută și relația:

$$\frac{35,2}{2+h} = \frac{46,9}{2+3h} = \frac{56,3}{3+2h} = \frac{58,6}{4+h}$$

Determinînd pe h prin metoda medie patratice din relațiile de mai sus rezultă $h = 0,5$. Astfel în cazul expus mai sus făgașul havat echivalează cu semideschiderea unui culoar normal.

Inlocuind valoarea lui h în relaița de mai sus se obține o sarcină medie de 13,3 t.

Astfel se poate stabili sarcina ce acționează asupra susținerii pe o linie perpendiculară pe front (de la front pînă la zona de surpare) cu relația

$$N = N_0\,(a+bh)$$

unde:

a — numărul de culoare deschise;
b — numărul de fâșii havate;
h — $\frac{\text{influența făgașului havat}}{\text{influența culoarului deschis}}$;
N_0 — sarcina pe unitatea de suprafață.

Admițînd o distanță de 0,80 între stîlpi (atît în aceeași linie, cît și între liniile consecutive), N_0 pentru cazul analizat mai sus este:

$$N_0 = \frac{13,3}{0,8 \times 0,8} = 20,8 \text{ t/m}^2$$

Sarcina pe susținere va fi deci în diversele faze de lucru ca în tab. 5.

Tabela 5

Faza	Deschiderea spațiului de lucru, m	Sarcina totală t/m de abataj
1	$2+h=2,5$	$2,5 \times 20,8 = 52$
2	$2+3h=3,5$	$3,5 \times 20,8 = 73$
3	$3+2h=4,0$	$4,0 \times 20,8 = 83$
4	$4+h=4,5$	$4,5 \times 20,8 = 94$

De aci rezultă o observație practică de o importanță deosebită. In loc de a tăia succesiv o fîșie de 0,80 m și apoi încă una tot de 0,8 m lățime, dirijînd (surpînd) numai în schimbul III, ceea ce conduce la o deschidere de $3+2h$ și $4+h$, dacă vom surpa simultan cu havarea, deschiderea nu va depăși $3+2h$, deci coeficientul va rămîne 3,5 în loc de 4,5.

Acest mod de lucru conduce la o economie de încărcare pe susținere de

$$\frac{4,5-3,5}{4,5} = 22\%$$

Avantajele pe care le oferă acest mod de lucru se poate traduce prin:

— o reducere cu circa 25% a numărului de stîlpi şi grinzi utilizate; respectiv reducerea manoperei de dirijare;

— prin reducerea sarcinii pe susţinere se poate micşora densitatea stîlpilor pe m². Mărind distanţa între liniile de stîlpi la 1,0 m, deci cu 20 cm, rezultă o recuperare de 20% din cei circa 75% şi deci o recuperare totală de 40% din numărul de stîlpi şi grinzi;

— în cazul cînd se menţine distanţa iniţială dintre stîlpi, recuperarea este de numai 25%, însă se obţine o uzură mult mai redusă a materialului şi o creştere a securităţii muncii.

Observaţiile şi concluziile expuse mai sus au fost verificate într-o serie de abataje în diverse strate şi exploatări, fiind confirmate în întregime, rezultînd concluzia generală, că tot efortul trebuie îndreptat către reducerea la strictul necesar a culoarelor deschise.

2. *Influenţa factorului timp*

Influenţa timpului asupra sarcinii globale N_G constituie o problemă complexă şi dificilă de studiat, întrucît operaţiile în front nu se desfăşoară în fiecare zi la aceeaşi oră.

Studiile întreprinse în vederea determinării influenţei factorului timp au indicat, că în unitatea de timp „săptămînă“ fenomenele se repetă normal în mod identic, bineînţelesc în afara cazului de deranjamente sau schimbări geologice (falii, laminări etc.).

In unitatea de timp „zi“ se observă de asemenea o constanţă a fenomenelor. Există un „echilibru dinamic“ care se regăseşte în fiecare zi în aceeaşi măsură şi stare ca în cea anterioară, denumită dinamică, întrucît acest echilibru se deplasează odată cu frontul.

Totuşi există zile în care acest echilibru nu are loc datorită în general următoarele trei cauze:

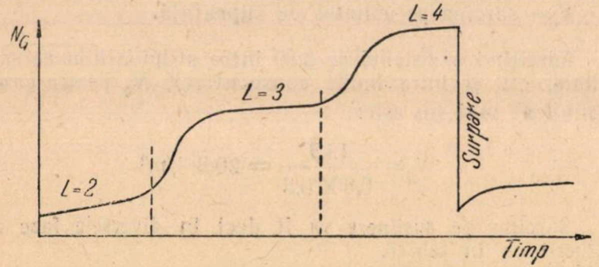


Fig. 11. Variaţia sarcinii globale în timp

— întîrzieri în restabilirea stării de echilibru. Acest caz se produce în general rar, în special după dirijare (surpare) acoperişul nu se surpă ceea ce se traduce prin creşterea sarcinii pe susţinere, cu o cantitate corespunzătoare unui culoar deschis sau cînd acoperişul se surpă rău, iar descărcarea susţinerii nu corespunde unui culoar întreg, ci numai unei fracţiuni. Se înţelege importanţa şi gravitatea în ambele cazuri a unei întîrzieri în dirijarea acoperişului. Se poate produce foarte rapid o supraîncărcare a susţinerii, de natura unei veritabile lovituri de acoperiş. De la o zi la alta abatajul se poate surpa fără a da nici un avertisment;

— dezechilibru datorită zilelor de repaos. Acoperişul continuă să se lase (taseze) încet şi astfel şi sarcina asupra susţinerii creşte de asemenea încet. In cazul unei singure zile de repaos creşterea sarcinii medii este de cîteva tone, ea crescînd însă mai accentuat în cazul unor opriri de mai multe zile. Viteza de creştere însă scade, tinzînd asimptotic către 0. In aceste cazuri, o precauţie esenţială constă în a reduce la minim numărul de culoare deschise;

— dezechilibru datorită interceptării faliilor şi accidentelor geologice. Este dificil de a-l distinge faţă de întîrzierea simplă în restabilirea echilibrului. Se constată lovituri de acoperiş însă fără a reuşi întotdeauna a le atribui faliilor sau accidentelor tectonice sau primei cauze expuse mai sus.

In unitatea de timp „oră“ se constată o variaţie accentuată a sarcinii globale N_G (fig. 11). Rezultă că, chiar în cadrul unei perioade cu aceeaşi deschidere a spaţiului de lucru, valoarea lui N_G nu este constantă, ci ea creşte. Legea de proporţionalitate a lui N_G cu deschiderea (lăţimea) spaţiului de lucru îşi pierde valabilitatea, la o perioadă mai lungă, N_G crescînd.

Practic însă această lege poate să-şi menţină valabilitatea, întrucît în mod normal întîrzieri de 2—2$^1/_2$ ore în desfăşurarea operaţiilor în abataj trebuie să fie cazuri rare, astfel că diversele operaţii se desfăşoară în fiecare zi aproximativ la aceleaşi ore.

Se admite în general valabilitatea legii de mai sus ţinîndu-se seama printre altele că o întîrziere în efectuarea unei operaţii oarecare, şi în special a dirijării, are ca rezultat o creştere a supraîncărcării care poate deveni în unele cazuri apreciabilă. Această supraîncărcare devine cu atît mai accentuată cu cît întîrzierea este de mai lungă durată şi cu cît viteza de creştere a lui N_G este mai mare.

După cum se va arăta mai jos, viteza de creştere a lui N_G este de asemenea variabilă, mică în schimbul de întreţinere (de ordinul 1 t/h) de două-trei ori mai mare în schimbul de tăiere şi mai accentuată în cel de al doilea schimb de tăiere — în cazul cînd acesta există. De asemenea creşte pe măsura creşterii vitezei de înaintare a frontului. Să considerăm schimbul de întreţinere-montare; deschiderea spaţiului de lucru este în general redusă, de asemenea şi valoarea lui N_G. O oprire în această situaţie este puţin periculoasă, întrucît viteza de creştere a lui N_G este mică.

Considerînd cel de al doilea schimb de tăiere, valoarea iniţială (la începutul schimbului) a lui N_G este mare (avînd deschise 3 — 4 culoare) de asemenea viteza de creştere este considerabilă (5—8 t/h). Rezultă deci că o întîrziere în efectuarea operaţiei de dirijare poate avea consecinţe grave.

Rezultă deci în mod clar influenţa vitezei de înaintare, putînd fi enunţată în modul următor:

Nu este atît de necesar de a înainta rapid, cît este necesar de a dirija (surpa) rapid.

Există două moduri de a mări viteza de înaintare a frontului. Trecerea de la 0,80 m la 1,60 m/zi se poate realiza prin tăierea unei singure fîşii de 1,60 m adîncime, fie a două făgaşe de cîte 0,80 m, dirijînd după fiecare tăiere.

In ambele cazuri viteza de înaintare s-a dublat, dar pe cînd în primul caz în anumite perioade vor fi deschise 3 culoare de cîte 1,60 m deci 4,80 m, în cel de al doilea caz vor fi deschise 3 culoare de cîte 0,80 m, deci spaţiul de lucru va avea o deschidere de aproape jumătate. Sarcina pe susţinere va fi mult inferioară primului caz.

Intr-un abataj cu înaintare rapidă, în cazul producerii unui accident (pană de maşina de havat etc.) care poduce oprirea înaintării, este necesar de a se executa imediat dirijarea. Aceasta este condiţia primordială de a se menţine în bună stare un abataj.

3. *Influenţa modului de dirijare a acoperişului*

Măsurătorile şi cercetările efectuate au arătat că în cazul dirijării prin surpare sau rambleiere totală, nu se constată diferenţe apreciabile în încărcarea susţinerii din aceeaşi linie. In cazul dirijării prin surpare sau rambleere parţială, se observă o încărcare deosebită a stîlpilor aşezaţi în dreptul coastelor de rambleu, respectiv în dreptul spaţiului dintre coaste. Discontinuităţii susţinerii acoperişului în zona exploatată îi corespunde o discontinuitate în sarcina transmisă susţinerii. Se constată o creştere a sarcinii normale şi a celei maxime în dreptul coastelor de rambleu (25—30%) datorită faptului că acestea preiau sarcina stîlpilor răpiţi din zona dintre coastele de rambleu. Stîlpii din deptul zonei dintre coaste în momentul surpării se descarcă.

In acest mod, sarcina pe susţinere de-a lungul abatajului variază, prezentînd un maxim în dreptul coastelor de rambleu, respectiv un minim între coaste. Această variaţie nu este însă continuă, se observă o discontinuitate accentuată (o trecere bruscă) la stîlpii de pe marginea coastelor. Un stîlp aşezat la marginea coastei însă spre interiorul ei, preia o sarcină considerabilă pe cînd cel următor aşezat în afară este mult subîncărcat. De ex. (fig. 12) primii cinci stîlpi sînt aşezaţi în dreptul coastei, iar cel de al şaselea în afara ei, sarcinile medii măsurate au fost

1	2	3	4	5	6
23,2	24	23,4	20	24	13,9 t

In cazul cînd sarcina medie este mare şi nu este posibilă reducerea numărului de culoare deschise, se pot lua următoarele măsuri în vederea reducerii sarcinii pe stîlpi :

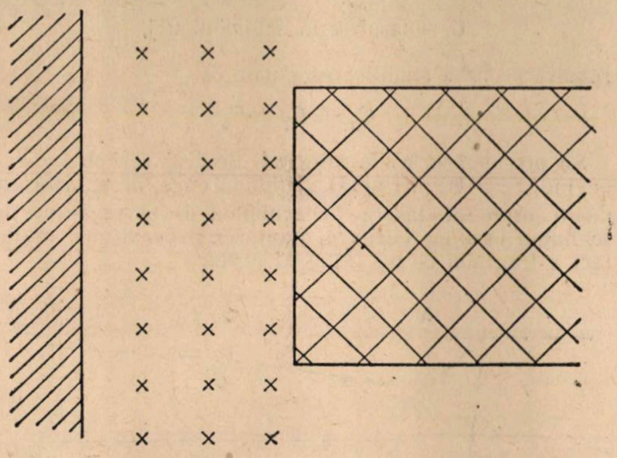


Fig. 12. Amplasarea susţinerii în cazul dirijării prin rambleu parţial

— mărirea densităţii de susţinere în dreptul coastelor de rambleu (reducînd distanţa între stîlpi în sensul paralel cu frontul) ;

— reducerea numărului de linii de susţinere în dreptul coastelor. In cazul cînd nici una din măsurile de mai sus nu este posibilă, este avantajos a se recomanda de a se muta periodic stîlpii, astfel ca un timp să funcţioneze în dreptul coastelor şi apoi între coaste, pentru a uniformiza astfel uzura lor.

4. *Influenţa modului de organizare a ciclului*

Sarcina asupra susţinerii în fond nu este altceva decît efectul deplasării (tasării) acoperişului la care susţinerea nu s-a putut opune.

Reacţiunea susţinerii la tasarea acoperişului este o punere sub sarcină a lui. Rezultă deci că mărimea şi repartizarea sarcinii pe susţinere este determinată de mărimea respectiv viteza de coborîre (tasare) a acoperişului deasupra spaţiului de lucru.

Studiile întreprinse au arătat că deplasarea (tasarea) acoperişului şi deci implicit dezvoltarea sarcinii pe susţinere este în mare măsură influenţată de modul de organizare a proçesului tehnologic în abataj.

Diversele operaţii intervin cu importanţă deosebită, cu efect deosebit. Apropierea sau suprapunerea unor operaţii poate provoca interferenţa efectelor, înbunătăţind astfel considerabil tasarea acoperişului, ceea ce se traduce printr-o încărcare mai uniformă a susţinerii şi printr-o îmbunătăţire a stării acoperişului.

Analizînd tasarea acoperişului respectiv, dezvoltarea sarcinilor pe susţinere în funcţie de diferite operaţii se constată.

a) *Influenţa operaţiei de havare.* Curba de tasare — timp ridicată pe baza măsurătorilor efectuate (fig. 13) permite tragerea următoarelor concluzii :

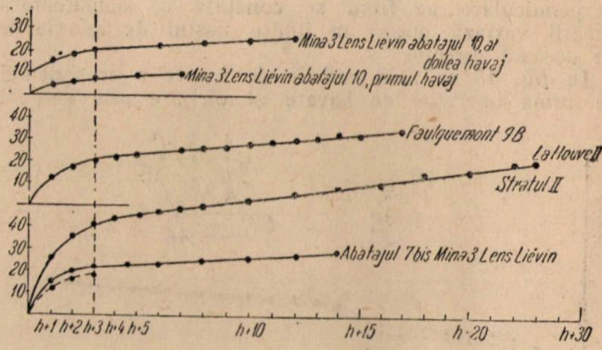


Fig. 13. Variaţia tasării acoperişului sub influenţa havajului

— după un timp de max. 3 ore curba devine dreaptă, ceea ce denotă că tasarea creşte cu o viteză constantă. Se poate admite cu o aproximaţie destul de mică că havarea imprimă o influenţă mai accentuată în primele 2—3 ore, după care mişcarea (tasarea) devine regulată cu o viteză constantă ;

— curba în primele 3 ore are o alură ce poate fi exprimată cu o oarecare aproximaţie prin ecuaţia

$$y = a\left(1 - e^{-t}\right)$$

t fiind timpul ;

— amplitudinea tasării pe ciclu, respectiv valoarea coeficientului a precum şi panta dreptei variază în limite largi.

b) *Influenţa operaţiei de tăiere cu ciocanul de abataj.* Măsurătorile reduse la număr efectuate nu permit tragerea unor concluzii definitive. Curba ridicată are aceeaşi alură ca cea ridicată la havare.

c) *Influenţa operaţiei de împuşcare.* Este dificil de a determina influenţa acestui factor întrucît împuşcarea se poduce în general la circa o oră după havare, astfel încît nu este posibil separarea influenţei celor doi factori.

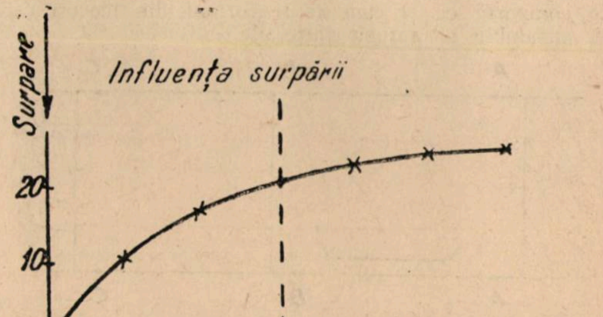


Fig. 14. Variaţia tasării acoperişului sub influenţa dirijării acoperişului

d) *Influenţa dirijării prin surpare totală.* Influenţa dirijării prin surpare totală se resimte ca şi în cazul havării în primele 3 ore, după care şi în acest caz tasarea se continuă cu o viteză constantă. Se pare că această viteză este similară cu cea observată după havare (fig. 14).

Ca exemplu se poate cita mina 3 Lens, abatajul 7 bis, unde viteza constantă după havare era de 0,78 mm/h, faţă de 0,8 mm/h după dirijare.

e) *Influența dirijării prin rambleiere parțială.* Răpirea stîlpilor produce în general același efect ca și surparea cu o amplitudine diferită (mai redusă) Explozia găurilor de mină în galeriile de rambleu produce o influență redusă asupra tasării acoperișului.

Analizînd tasarea acoperișului de-a lungul unei linii perpendiculare pe front se constată că amplitudinea tasării variază uneori în limite destul de apreciabile în această direcție.

In fig. 15 se redă curbele de tasare a acoperișului în urma operației de havare și dirijare prin surpare totală, ridicate în 3 puncte de-a lungul unei linii perpendiculare pe frontul de lucru.

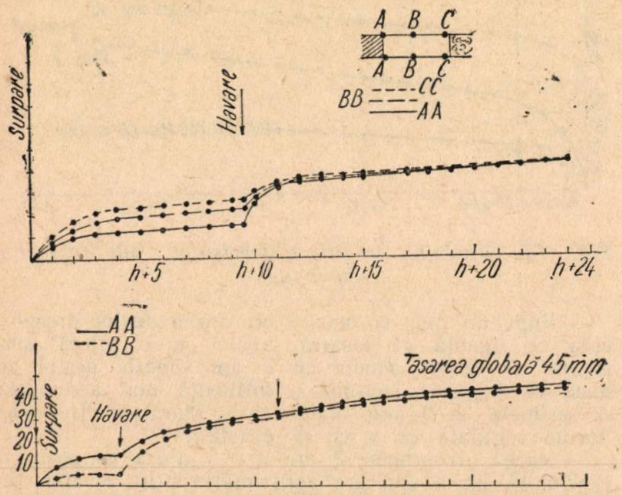


Fig. 15. Curba cumulativă a tasării acoperișului sub influența havării și dirijării

Din analiza curbelor se deduc următoarele rezultate:

Tasarea zilnică. Chiar dacă evoluția în timp este net diferită, cele 3 puncte la sfîrșitul ciclului de 24 ore au o tasare identică. Acest lucru prezintă o importanță deosebită întrucît permite definirea tasării zilnice fără a fi nevoie de a se preciza un punct oarecare.

Pe de altă parte, aceasta prezintă avantajul practic, că în definitiv considerînd tasarea în 24 ore, acoperișul se comportă ca și cum ar fi format din blocuri care în ansamblu se apropie între ele.

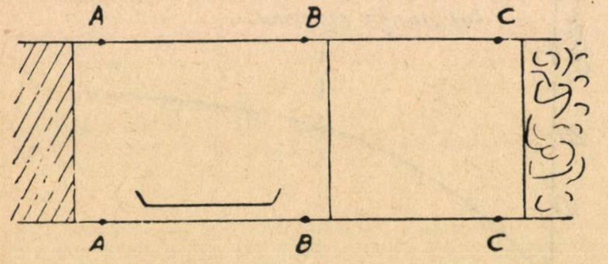


Fig. 16. Punctele de măsurare a tasării acoperișului

Tasarea diferențială. Analizînd tasarea acoperișului în diversele puncte ale sale (fig. 16) se constată următoarele:

— în urma havării, punctul *AA* se deplasează cel mai mult, urmat apoi de punctul *BB* și apoi *CC;*

— în urma dirijării fenomenul este invers, punctul *CC* are deplasarea maximă, urmat apoi de *BB* și *AA*

Aceste două fenomene prezintă un interes practic deosebit; rezultă că în urma havării, acoperișul în imediata apropiere a frontului este supus la eforturi mai mari de întindere, ceea ce poate conduce ușor la fisurarea lui în această zonă. Deplasarea (tasarea) acoperișului are ca rezultat trecerea lui în poziția *A' B' C'* (fig. 17), iar efectul dirijării este de sens invers.

Ansamblul de deplasare în urma havării și dirijării, produce așezarea acoperișului în poziția *A" B" C"*.

De aci rezultă concluzia că executînd cele două operații simultan (havarea și dirijarea) se obține o tasare uniformă pe întreaga suprafață a acoperișului, evitînd deci fisurarea lui, precum și îmbunătățind repartizarea sarcinii pe susținere.

Analizînd deplasarea (tasarea) acoperișului în cazul abatajelor cu mai multe cicluri de tăiere, se constată o suprapunere (interferență) a lor datorită diverselor operații:

Astfel, în cazul unui abataj în care se execută tăierea a cîte două făgașe în primele două schimburi, însă după fiecare tăiere se execută dirijarea acoperișului (prin surpare totală) se constată o viteză maximă de tasare a acoperișului în cel de al doilea schimb de tăiere, cînd efectul dirijării se suprapune cu efectul havării. Viteza minimă de tasare se constată în cel de al treilea schimb (schimbul de reparații și întreținere).

Notînd cu C_1 — tasarea în primul schimb de tăiere;
C_2 — tasarea în cel de al doilea schimb de tăiere;
C_3 — tasarea în schimbul trei,

rezultă pe baza studiilor efectuate că

$$C_2 \neq C_1 \pm C_3$$

Să presupunem că la sfîrșitul fiecărui schimb tasarea devine zero (se termină) și notînd cu v_1 și v_2 vitezele medii orare de tasare în schimbul de tăiere respectiv schimbul următor (dirijare, montare), în cazul unei înaintări a frontului de un făgaș/zi avem:

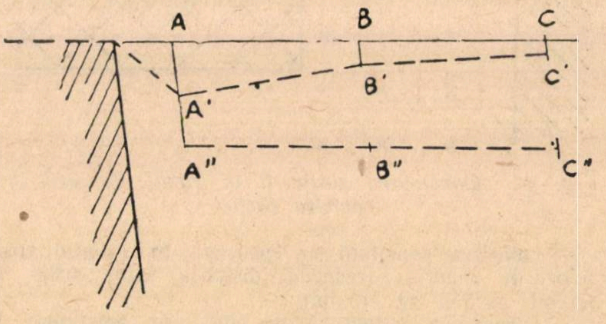


Fig. 17. Tasarea diferențială a acoperișului

	Schimbul I	*Schimbul II*	*Schimbul III*
tasarea	$8\,v_1$	$8\,v_2$	O

In cazul unei înaintări de două făgașe pe zi, prin suprapunerea efectelor rezultă:

	Schimbul I	*Schimbul II*	*Schimbul III*
tasarea	$8\,v_1$	$8\,v_2$	O
	O	$8\,v_1$	$8\,v_2$
	C_1	C_2	C_3

Rezultă că: $C_2 \neq C_1 + C_3$.

Efectiv însă tasarea nu se termină la sfîrșitul schimbului, considerînd că în schimbul următor havării viteza de tasare este ε, relațiile de mai sus devin:

	Schimbut I	*Schimbul II*	*Schimbul III*
tasarea	$8\,v_1$	$8\,v_2$	$8\,\varepsilon$
	$8\,\varepsilon$	$8\,v_1$	$8\,v_2$

de unde

$$C_1 = 8(v_1+\varepsilon);\ C_2 = 8(v_1+v_2);\ C_3 = 8(v_2+\varepsilon)$$

şi deci:

$$C_2 \neq C_1 + C_3$$

Din cele de mai sus rezultă următoarele concluzii:

1. In cazul unei înaintări a frontului de două făgaşe/zi, respectiv un făgaş pe schimb, schimbul III fiind rezervat reparaţiilor şi întreţinerilor, viteza de tasare maximă a acoperişului are loc în cel de al doilea shimb;

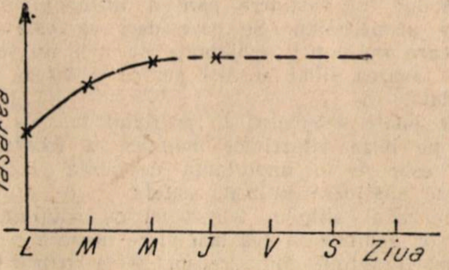


Fig. 18. Restabilirea echilibrului tasării normale a acoperişului în timp

2. In cazul unei înaintări de 4 făgaşe/zi, viteza maximă se constată în schimbul de după masă şi anume spre sfîrşitul ei.

Cele de mai sus reprezintă un indiciu practic deosebit şi anume că, în cazul stîlpilor metalici de fricţiune telescopici, sarcina creşte proporţional cu scurtarea lungimii lor şi în consecinţă viteza de încărcare a stîlpilor este foarte mare în cel de al doilea schimb, mijlocie în primul şi redusă în cel de al treilea schimb.

3. Intrucît influenţele diverselor operaţii din abataj asupra tasării acoperişului se suprapun (se interferează) şi în special influenţa havării, care cu cît se execută în intervale mai apropiate şi pe adîncimi mai mari este mai accentuată, viteza de tasare a acoperişului creşte deci şi viteza de încărcare a susţinerii creşte.

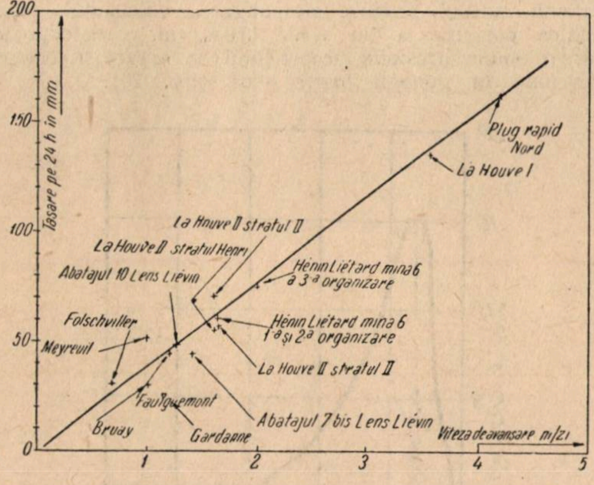


Fig. 19. Variaţia vitezei de tasare a acoperişului în funcţie de viteza de avansare a frontului

Cele de mai sus permit să se afirme că odată cu creşterea vitezei de înaintare a frontului creşte viteza de tasare a acoperişului respectiv viteza de încărcare a susţinerii.

4. Ca o consecinţă a suprapunerii efectelor, în ziua următoare repaosului se constată o tasare mai redusă ca a doua zi, cînd la rîndul său are o tasare mai redusă ca a treia zi. Tasarea normală se restabileşte abia în ultimele 3—4 zile ale săptămînii (fig. 18).

S-a arătat mai sus că tasarea zilnică a acoperişului într-un abataj dat, este proporţională cu viteza de înaintare a acestuia, depinzînd numai de aceasta indiferent de: modul de susţinere, metoda de dirijare, grosimea stratului, natura acoperişului.

Afirmaţia de mai sus a fost verificată la o serie de exploatări din diverse bazine carbonifere franceze, pe bază de măsurători în mine (fig. 19).

5. *Repartiţia sarcinii pe susţinere*

După cum s-a amintit mai sus, repartiţia sarcinii pe susţinere nu este aceeaşi pe fiecare linie. Linia cea mai încărcată este cea de lîngă surpare, mergînd descrescînd spre pieptul frontului de abataj.

Pentru a se determina repartizarea sarcinii pe diversele linii de susţinere s-au efectuat o serie de studii şi măsurători în diverse condiţii de organizare a abatajului (2—5 linii permanente de susţinere).

Notînd cu:

n_1 — sarcina normală pe prima linie;
n_2 — „ „ pe cea de a doua linie;
n_3 — „ „ pe cea de a treia linie.

raportul M egal cu:

$$\frac{n_1}{n_1+n_2+n_3};\ \frac{n_2}{n_1+n_2+n_3};\ \frac{n_3}{n_1+n_2+n_3}$$

reprezintă caracteristica repartiţiei sarcinii pe linia 1, 2 şi 3. Se constată situaţiile din tabelele 6, 7, 8, 9 (măsurători efectuate de prof. B. Schwartz).

Tabela 6

Organizarea cu 2 linii de susţinere

	$\frac{n_1}{n_1+n_2}$	$\frac{n_2}{n_1+n_2}$	Exploatarea
M	38	62	Mina Hénin-Liètard
Abaterea σ	6	6	

Tabela 7

Organizarea cu 3 linii de susţinere $n_g = n_1+n_2+n_3$

	$\frac{n_1}{n_g}$	$\frac{n_2}{n_g}$	$\frac{n_3}{n_g}$	Exploatarea
M	21	37	42	Faulquemont
Abaterea σ	5	7	8	
M	21	24	45	Hénin-Liètard
Abaterea σ	5	7	3	
M	16	32	52	Folschwiller, perioada cînd au existat 3 linii
Abaterea σ	4	4	6	

Tab. la 8

Organizarea cu 4 linii de susţinere $n_g = n_1 + n_2 + n_3 + n_4$

	$\frac{n_1}{n_g}$	$\frac{n_2}{n_g}$	$\frac{n_3}{n_g}$	$\frac{n_4}{n_g}$
M	7	21	31	41

Tabela 9

Organizarea cu 5 linii de susţinere $n_g = n_1 + n_2 + n_3 + n_4 + n_5$

	$\frac{n_1}{n_g}$	$\frac{n_2}{n_g}$	$\frac{n_3}{n_g}$	$\frac{n_4}{n_g}$	$\frac{n_5}{n_g}$
M	4	10	22	29	35

Din analiza datelor de mai sus, repartizarea sarcinii pe liniile de susţinere se poate asimila cu următoarele raporturi simple :

— în cazul susţinerii cu 2 linii, n_1 respectiv n_2 se repartizează în raportul numerelor 1 şi 2 ;

— în cazul susţinerii cu 4 linii repartizarea pe linii se face în raportul numerelor 1, 2, 3 şi 4 şi aşa mai departe.

Pentru a se evidenţia şi mai mult valabilitatea regulei de mai sus în tabela 10 se redă :

— pe de o parte repartiţia în %, corespunzător regulei mai sus enunţate (scrise cu caractere groase) ;

— pe de altă parte, rezultatele medii obţinute pe bază de măsurători.

Se constată că regula enunţată se apropie cu o aproximaţie suficientă de rezultatele obţinute experimental.

Trebuie însă de relevat faptul că regula de mai sus, are o valoare aproximativă dînd valori medii.

In ceea ce priveşte repartizarea sarcinii pe stîlpii din aceeaşi linie, în general nu se constată diferenţe apreciabile. De asemenea nu s-au constatat influenţe sensibile în încărcarea stîlpilor vecini, în cazul răpirii unui stîlp, astfel încît în detaliu poate fi considerată o oarecare independenţă între stîlpii vecini.

Din contră în cazul răpirii unei linii întregi, linia care devine ultima se încarcă în mod suplimentar, repartiţia pe liniile de stîlpi rearanjîndu-se conform regulei enunţate mai sus.

Tabela 10

%	$\frac{n_1}{n_g}$	$\frac{n_2}{n_g}$	$\frac{n_3}{n_g}$	$\frac{n_4}{n_g}$	$\frac{n_5}{n_g}$
2 linii . . .	**33**	**66**	—	—	—
	36	64	—	—	—
3 linli . . .	**17**	**34**	**50**	—	—
	21	33	46	—	—
4 linii . . .	**10**	**20**	**30**	**40**	—
	7	21	31	41	—
5 linii . . .	**7**	**13**	**20**	**27**	**33**
	4	10	22	29	35

★

Din cele expuse mai sus, se pot trage o serie de concluzii cu caracter practic deosebit :

1. O regulă generală veche în minerit este că prin mărirea vitezei de înaintare a frontului se obţine o îmbunătăţire apreciabilă a stării acoperişului. Or pe baza celor expuse mai sus, rezultă că odată cu creşterea vitezei de înaintare a frontului, creşte viteza de tasare a acoperişului. In ansamblu însă tasarea totală rămîne constantă. De aci rezultă că tasarea nu este un element esenţial în determinarea stării acoperişului.

2. Modul de susţinere pare a influenţa prea puţin tasarea acoperişului. Se pare deci că este vorba de forţe care nu pot fi echilibrate de nici un fel de susţinere, tasarea fiind aceeaşi pentru o viteză de înaintare dată.

3. Se poate determina în prealabil tasarea unui acoperiş, pe baza vitezei de înaintare a frontului. Acest factor este de o importanţă deosebită, indiferent de tipul de susţinere utilizat, astfel :

— în cazul stîlpilor telescopici cu fricţiune, întrucît uzura lor depinde în cea mai mare măsură de mărimea scurtării lungimii lor, precum şi a uzurii grinzilor, întrucît sarcina cu care se încarcă este, în linii generale, proporţională cu tasarea ;

— în cazul celorlalte tipuri de stîlpi, întrucît în momentul atingerii sarcinii maxime, ei se scurtează sub sarcină constantă, pînă la atingerea limitei cursei, putîndu-se provoca distrugerea lor în cazul depăşirii acestei limite.

4. In ceea ce priveşte viteza de înaintare a frontului se constată, că cu cît se înaintează mai încet cu atît o întîrziere în desfăşurarea operaţiilor din ciclu este de o importanţă mai redusă şi invers. Cu cît viteza de înaintare a frontului creşte, creşte şi viteza de tasare a acoperişului, respectiv punerea sub sarcină a susţinerii creşte.

Influenţa caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor din culcuş

Orice stîlp de susţinere are drept scop transmiterea sarcinii pe care o suportă pe talpa lucrării, respectiv rocilor din culcuş. In cazul cînd sub efectul sarcinii, stîlpul produce străpungerea culcuşului, capacitatea portantă a lui scade brusc, iar rezistenţa pe care-o opune presiunii acoperişului se reduce accentuat, devenind în general foarte mică (fig. 20).

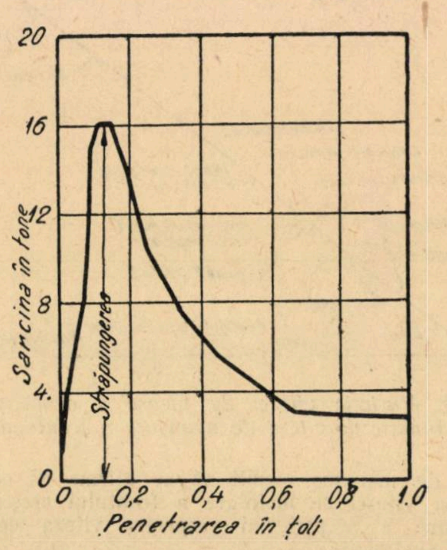


Fig. 20. Curba penetrării stîlpului în roca din culcuş în funcţie de sarcină

Străpungerea culcuşului mai are ca efect pierderea rigidităţii susţinerii, o deformare neuniformă a susţinerii şi deci fisurarea respectiv distrugerea stabilităţii rocilor din acoperiş.

O dirijare eficace a acoperişului impune prevenirea oricărei fisurări sau fracturări a acoperişului în zona spaţiului de lucru. Aceasta poate este o ideie imposibil de realizat, însă de care trebuie să ne apropiem cît mai mult posibil prin orice mijloace. Unul din aceste mijloace este atenuarea penetrării stîlpilor în culcuş.

Problema expusă mai sus este de o importanţă deosebită, fapt reflectat prin mulţimea studiilor şi încercărilor întreprinse în ultima vreme în străinătate pentru rezolvarea ei. Studii ample, foarte serioase şi cu o serie de rezultate pozitive au fost obţinute de către: Institutul de cercetări miniere al statului olandez, Inichar (Belgia), I. D. Jenkins (Anglia) etc.

Clasificarea culcuşurilor. Din punct de vedere al comportării culcuşurilor la penetrarea susţinerii, studiile şi cercetările întreprinse au permis stabilirea unei clasificări a lor în funcţie de sarcina sub care se produce străpungerea.

Culcuşul este considerat străpuns sub o sarcină determinată, în cazul cînd penetrarea se face pe cel puţin 100 mm, sub această sarcină.

Inichar-ul executînd o serie de lucrări de cercetare a rezistenţei la străpungere a culcuşului cu o presă dinamometrică Dowty de 20 t (secţiunea bazei fiind de 120 cm²) clasifică culcuşurile în 5 categorii: culcuşuri la care străpungerea se produce sub o sarcină pînă la 5, 10, 15, 20 t şi peste 20 t.

Staţia de cercetări miniere ale statului olandez clasifică culcuşurile după valoarea unui coeficient α stabilit prin relaţia:

$$\alpha = 2{,}5 \frac{P}{S}$$

P exprimînd sarcina necesară în toane pentru a străpunge culcuşul cu un stîlp avînd secţiunea bazei S exprimată în cm².

In tabela 11 se indică comparativ scările de clasificare a celor 2 instituţii mai sus amintite. Din analiza acestei tabele rezultă că aproape 55% din culcuşurile prospectate în Belgia trebuie să li se atribuie conform clasificării olandeze, calificativul de slab şi foarte slab.

Tabela 11

Sarcina suportată de culcuş pînă la străpungere, $\frac{P}{S}$ ($S = 120$ cm²)	Clasificarea	
	Belgiană	Olandeză coef. $\alpha = 2{,}5 \frac{P}{S}$
> 165 kg/cm²	> 20 t	$\alpha >$ 0,8 foarte bun
		0,5 $< \alpha <$ 0,8 bun
		0,3 $< \alpha <$ 0,5 normal
165 kg/cm²	20 t	
125 kg/cm²	15 t	0,1 $< \alpha <$ 0,3 slab
90 kg/cm²	10 t	
40 kg/cm²	5 t	$\alpha <$ 0,1 foarte slab

Fenomenul de penetrare, aşa cum au arătat studiile efectuate, este influenţat de o serie de factori care pot accelera sau împiedica dezvoltarea lui, astfel:

a. **Timpul de dezvelire.** Toate măsurătorile efectuate au indicat o diferenţă de rezistenţă la străpungere a culcuşului în culoarul de tăiere, respectiv în culoarul de transport. Rezistenţa culcuşului scade proporţional cu timpul cît a stat dezvelit. Incercările efectuate au indicat variaţii duble şi chiar triple ale rezistenţei rocii din culcuş în diversele culoare ale abatajului (fig. 21).

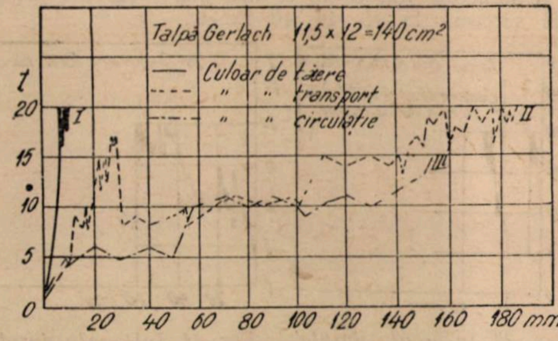
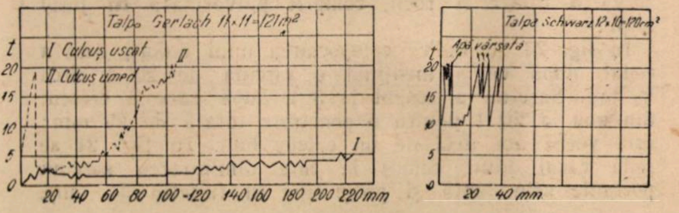


Fig. 21. Influenţa timpului de dezvelire asupra rezistenţei culcuşului

b. **Apa şi umiditatea.** Apa diminuează rezistenţa multora din rocile înconjurătoare, avînd o acţiune rapidă asupra unora şi foarte lentă asupra altora. Astfel unele şisturi sînt transformate într-o argilă plastică în decurs de numai ½ oră, altele din contră după 48 ore de stat în apă abia prezintă unele alterări superficiale.

In unele strate acţiunea apei este atît de accentuată încît produce variaţii simple pînă la quadruple ale rezistenţei de străpungere a culcuşului. Diagrama din fig. 22 *a* redă influenţa apei asupra rezistenţei la străpungere a culcuşului. Curba I a fost ridicată în culoarul de circulaţie (lîngă linia de surpare) culcuşul fiind umezit, stîlpul s-a înfundat în culcuş pe o adîncime de 230 mm sub o sarcină inferioară a 5 t. Curba a II-a s-a ridicat pe acelaşi culcuş — însă uscat. Crusta superficială a fost străpunsă în jurul sarcinii de 20 t, după care sarcina a scăzut brusc la 3 t. Infundarea stîlpului a continuat pînă la 100 mm, în care timp sarcina a crescut pînă la 20 t.



a b

Fig. 22, a. Influenţa umidităţii (acţiune lentă) asupra rezistenţei culcuşului
b. Influenţa umidităţii (acţiune rapidă) asupra rezistenţei culcuşului

In cursul desfăşurării lucrărilor de cercetare au fost întîlnite culcuşuri la care numai prin simplă udare cu cîţiva cm³ de apă, s-au observat variaţii accentuate foarte rapide ale rezistenţei culcuşului. In diagrama din fig. 22 *b* se redă variaţia rapidă a rezistenţei culcuşului sub influenţa a cîţiva cm³ de apă.

Roca din culcuş are o rezistenţă la străpungere de 20 t (secţiunea bazei stîlpului: 12 x 10 = 120 cm²). La numai un minut după stropirea cu apă, sarcina a scăzut brusc la 15 t. S-a produs o umezire a unei porţiuni de circa 1 mm grosime care sub influenţa sarcinii, a fluat.

Efectuînd încărcarea stîlpului sarcina a crescut iarăşi pînă la 20 t, după care vărsînd din nou cîţiva cm^3 de apă, s-a produs o nouă absorbire de apă de către porţiunea următoare care a fluat la rîndul ei, sarcina scăzînd la 10 t. Adîncimea de alterare a culcuşului a fost de data aceasta mult mai accentuată, stîlpul trebuind să se înfunde pe o adîncime mult mai accentuată, de circa 25 mm pentru ca sarcina să atingă din nou 20 t. Repetînd operaţia, culcuşul s-a umezit pe o adîncime din ce în ce mai mare, sarcina scăzînd apoi succesiv la 15, 14, 10 t., etc.

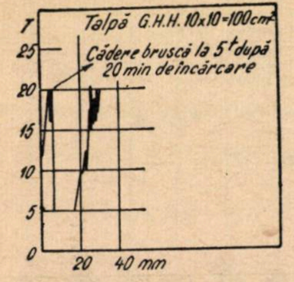


Fig. 23. Influenţa duratei de aplicare a sarcinii asupra rezistenţei culcuşului

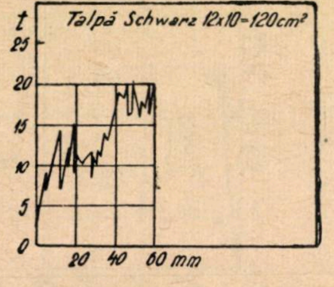


Fig. 24. Influenţa duratei de aplicare a sarcinii (acţiune lentă)

In cazul unui asemenea culcuş, o oprire a abatajului (2 zile), sub influenţa aerului umed şi cald care circulă prin el, are ca efect o înfundare accentuată a stîlpilor (pînă la 200 mm) fenomen care în timpul înaintării rapide a frontului nu este remarcat.

c. **Durata de aplicare a sarcinii.** Sarcina suportată de un culcuş poate să scadă, în cazul cînd se încarcă cu o sarcină apreciabilă, menţinută un timp suficient.

Cedarea culcuşului poate să se producă brusc, în care caz se observă în jurul tălpii stîlpului o fracturare largă a rocii, foarte lent şi progresiv, în care caz se observă o fluare a rocii, complet pulverizată în jurul tălpii.

In fig. 23 se indică comportarea unui culcuş care a cedat, după ce a menţinut o sarcină de 20 t circa ½ oră. Sarcina a scăzut la 5 t, după care a crescut din nou la 20 t pentru o penetrare totală de 25 mm; este vorba aci deci de un culcuş bun. In fig. 24 se redă cazul unui culcuş la care diminuarea sarcinii portante este lentă şi progresivă în funcţie de timp, datorită fluării rocii pulverizate de sub talpa stîlpului.

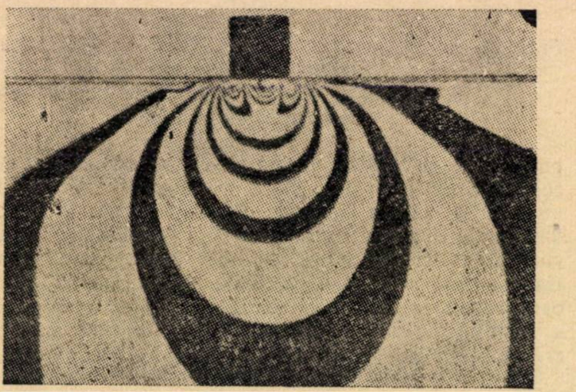


Fig. 25. Distribuirea eforturilor sub talpa stîlpului.

Infundarea şi de asemenea descărcarea sarcinii are loc foarte încet. In cursul descărcării se observă o expulzare continuă a rocii fin pulverizate de sub talpa stîlpului.

d) **Forma suprafeţei tălpii.** Pentru a determina cauza probabilă a ruperii rocii sub talpa stîlpului este necesar în primul rînd de a se determina repartiţia tensiunilor sub aceasta.

Studiile de fotoelasticitate executate pe modele construite din materiale echivalente (cu proprietăţi elastice asemănătoare rocilor şi stîlpilor metalici) au reuşit să lămurească într-o oarecare măsură modul de repartizare a tensiunilor şi cauzele producerii penetrării stîlpului.

Eforturile de forfecare sînt acelea care prezintă un interes deosebit în producerea străpungerii culcuşului, modelele optice permiţînd stabilirea precisă a eforturilor de forfecare maxime în fiecare punct din roca de sub talpa stîlpului.

Distribuţia eforturilor sub talpa unui stîlp încărcat de secţiune circulară, este redată în fig. 25. Se observă o concentrare accentuată de eforturi în imediata apropiere a marginii tălpii — concentrări care tind să producă ruperea rocii în aceste puncte.

Ţinînd seama de cele de mai sus, forma tălpii stîlpului influenţează asupra rezistenţei la străpungere a culcuşului. Lucrările efectuate cu stîlpi avînd tălpi dreptunghiulare respectiv circulare sînt redate în fig. 26. In cazul unei tălpi circulare (I) de 470 cm^2 suprafaţă, stîlpul se încarcă cu o sarcină de 20 t, penetrînd în culcuş 10 mm, rezistenţa culcuşului atingînd deci 42 kg/cm^2, fără a se produce ruperea lui. In cazul unei tălpi dreptunghiulare (II), avînd o suprafaţă de 460 cm^2 (13 x 35,5), stîlpul se încarcă cu 17 t penetrînd în culcuş cu circa 40 mm. Sub acţiunea sarcinii se produce apoi străpungerea culcuşului penetrarea continuînd pînă la o adîncime de 230 mm. Cea de a treia curbă a diagramei redă comportarea unui stîlp *„Gerlach"* avînd o talpă patrată de 11×11=121 cm^2. Ca şi în cazul stîlpului cu talpa dreptunghiulară, culcuşul este străpuns la o sarcină de 10 t, pe o adîncime de 20 mm. Capacitatea portantă scade apoi la 4 t, crescînd încet din nou la 9 t în care timp stîlpul a intrat în culcuş pînă la 160—200 mm.

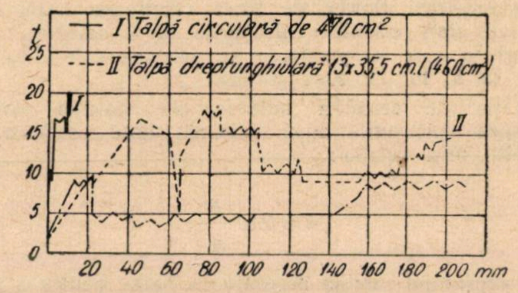


Fig. 26. Influenţa formei suprafeţii tălpii stîlpului

In cazul culcuşurilor foarte slabe afluarea rocii de sub talpa stîlpului se produce cu atîta uşurinţă încît influenţa formei tălpii este complet neglijabilă.

e) **Mărimea suprafeţei tălpii.** Observaţiile şi măsurătorile executate în mină au permis ridicarea următoarelor diagrame (fig. 27). Aceste diagrame redau evoluţia sarcinii de rupere în funcţie de suprafaţa tălpii stîlpului. Ruperea rocii se produce tangenţial cu marginea tălpii stîlpului. Pentru diferite culcuşuri, aşa cum se vede din diagrame, alura curbelor este identică. Din analiza diagramelor rezultă, că odată cu creşterea suprafeţei bazei (în anumite limite) sarcina unitară necesară străpungerii culcuşului scade. Rezultă deci că o talpă mare, nu poate suporta o sarcină proporţională cu suprafaţa, în cazul cînd se compară cu o talpă de secţiune mai mică.

Capacitatea portantă depinde de raportul dintre suprafaţă şi perimetru S/P. Pentru tălpi de aceeaşi formă, cu cît raportul S/P este mai mic, cu atît sarcina unitară la care rezistă culcuşul este mai mare.

Talpa pătrată prezintă însă o excepţie faţă de cea circulară. Pătratul are un raport *S/P* mai mic decît cercul, pentru aceeaşi suprafaţă. Cu toate acestea rezistă la o sarcină inferioară. Această anomalie se datoreşte concentrărilor accentuate de eforturi la colţurile pătratului care îi reduc astfel capacitatea portantă.

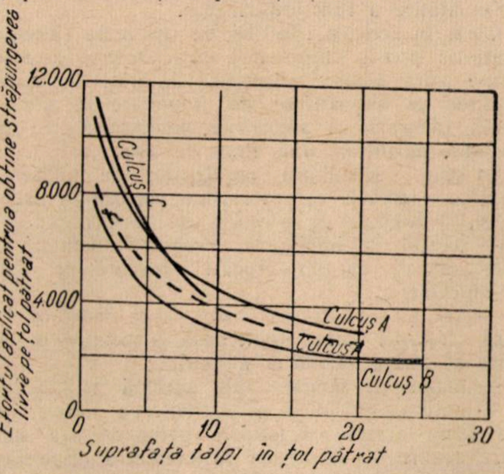


Fig. 27. Variaţia sarcinii de rupere în funcţie de mărimea suprafeţii tălpii

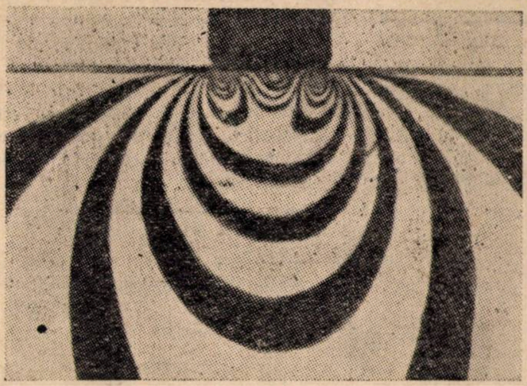


Fig. 28. Distribuţia efortului sub o talpă cu margini ranforsate

În tabela 12 se redau rezultatele unor serii de măsurători asupra capacităţii portante a culcuşului, efectuate în condiţii similare cu stîlpi avînd aceeaşi formă a tălpii însă de suprafeţe diferite.

Pentru a realiza o creştere a capacităţii portante a culcuşului (culcuşuri de tărie medie) este necesar de a se reduce concentraţiile de eforturi de forfecare care se nasc de-a lungul perimetrului tălpii stîlpului.

Concentrarea se poate reduce prin mărirea perimetrului, utilizînd de exemplu mai mulţi stîlpi în loc de unul de suprafaţă dublă (acest remediu este însă imposibil de realizat fiind limitat de densitatea de susţinere) sau mărind perimetrul prin tăierea de zimţi pe marginea tălpii. Efectul obţinut conduce în general la o creştere redusă.

La prima vedere îndoirea marginii tălpii s-ar părea că poate conduce la rezultate favorabile, dar după cum se vede din fig. 28, concentrările accentuate se menţin în dreptul liniei unde metalul atinge roca.

Soluţia optimă se obţine prin introducerea unui material moale între talpa stîlpului şi rocă, material ce poate afl̦ua sub efectul sarcinii şi poate produce o redistribuţie a eforturilor în rocă, eliminînd concentrările de eforturi de la periferia tălpii.

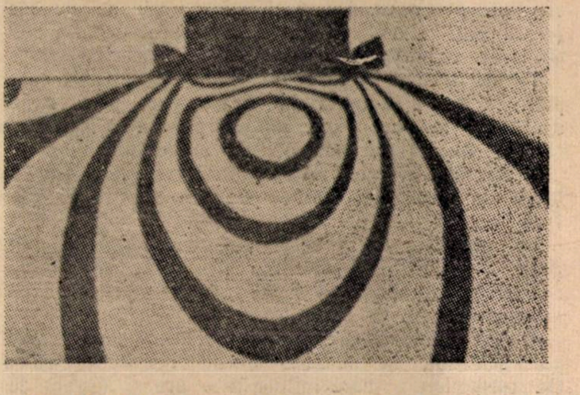


Fig. 29. Redistribuţia eforturilor sub talpa stîlpului prin intercalarea unui material moale (cauciuc)

Efectul produs de un astfel de material este redat în fig. 29. Materialul moale utilizat este cauciucul. Concentrările de eforturi de la marginea tălpii stîlpului sînt complet eliminate, iar eforturile maxime ce iau naştere se găsesc exact sub mijlocul tălpii. Ca ordin de mărime eforturile sînt mult mai reduse decît cele ce iau naştere la marginile tălpii în cazul lipsei cauciucului.

Utilizarea unui astfel de material în mină poate produce o creştere a capacităţii portante a culcuşului pînă la 30%.

Efecte parţial similare se pot obţine şi prin utilizarea unor papuci de scînduri din lemn moale de 3—4 cm grosime.

În cazul culcuşurilor slabe, roca de sub talpă flu-

Tabela 12

Locul	Culcuş	Încercarea I		Încercarea II		Creşterea	
		Suprafaţa tălpi cm²	Rezistenţa culcuşului kg/cm²	Suprafaţa tălpii cm²	Rezistenţa culcuşului kg/cm²	Suprafeţei %	Rezistenţei %
A	bun	50	200	90	222	80	11
B	bun	50	200	90	222	80	11
C	mediocru	90	55	243	83	166	51
D	slab	120	16	640	14	433	0
E	slab	120	42	640	42	433	0

ează foarte uşor, astfel încît aşezarea unei inserţii între talpă şi culcuş este iluzorie şi fără nici un efect real. In fig. 30 se redă mecanismul afluării rocii de sub talpa stîlpului aşezat pe o scîndură, în cazul unui culcuş slab. Placa de scîndură este uşor îndoită şi apoi ruptă de roca ce se deformează.

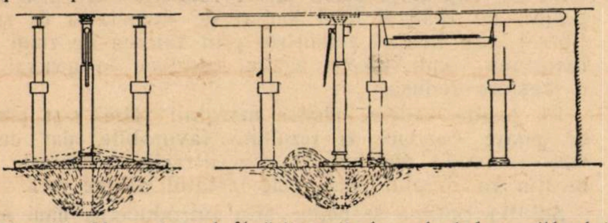


Fig. 30. Mecanismul fluării rocii de sub talpa stîlpului

Concluzii

1. Capacitatea portantă a susţinerii este în mare măsură determinată de rezistenţa la străpungere a culcuşului. De asemenea, realizarea unui tip de susţinere (rigid sau elastic) depinde în mare măsură de comportarea culcuşului sub sarcină.

Ţinînd seama că roca din culcuş este aceea care final preia sarcina acoperişului transmisă prin stîlp, este inutil de a dimensiona stîlpul pentru o sarcină superioară, capacităţii portante a culcuşului.

2. Rezistenţa rocii la străpungere, respectiv capacitatea sa portantă depinde de compoziţia ei petrografică.

Se constată în general că rezistenţele la străpungere a culcuşului măsurate în mină sînt mult inferioare rezistenţelor la rupere la compresiune determinate pe probe în laborator.

3. Alţi factori, ca: timpul de dezvelire, umiditatea, pot schimba în anumite limite rezistenţa culcuşului. De asemenea o mare influenţă o are şi durata de aplicare a sarcinii.

4. Ruperea culcuşului sub talpa stîlpului se datoreşte în mare parte concentrărilor de eforturi de forfecare care iau naştere de-a lungul perimetrului tălpii.

5. Sarcina care poate fi aplicată unui stîlp pentru a produce ruperea rocii depinde mai mult de perimetru, decît de suprafaţa tălpii.

6. In cazul culcuşurilor tari şi de tărie medie, forma tălpii are o influenţă deosebită. Pentru tălpi de aceeaşi formă, sarcina unitară care poate provoca ruperea rocii scade cînd suprafaţa tălpii creşte (în fond raportul S/P creşte).

7. Capacitatea portantă totală a unui stîlp creşte, cînd se măreşte suprafaţa tălpii. Această creştere nu este însă proporţională cu creşterea suprafeţei, iar în cazul culcuşurilor slabe creşterea devine zero.

8. Talpa circulară asigură o portanţă mai ridicată decît o talpă pătrată sau dreptunghiulară de acelaşi perimetru. In cazul culcuşurilor slabe influenţa formei tălpii stîlpului este neglijabilă.

9. Capacitatea portantă a unui stîlp oarecare pe un culcuş determinat se poate mări prin aşezarea sub talpă a unui material moale, de ex. cauciuc. Plăci de 20 x 20 cm şi de 4—5 cm grosime de lemn, aşezate sub talpă sînt de asemenea eficace.

Comportarea susţinerii sub sarcină

Studiile şi măsurătorilor efectuate asupra elementelor de susţinere (stîlpi) au arătat că diverşi stîlpi, chiar din aceeaşi sarcină maximă. Diferenţele sînt uneori considerabile, valorile sarcinilor maxime prezentînd o dispersiune aprecială.

Cauza neîncărcării uniforme respectiv a dispersiunii sarcinii maxime se poate datori:

— fie acoperişului, în care caz tasarea lui ar trebui să se facă în mod neuniform, lucru care aşa cum s-a arătat mai sus, este infirmat de sutele de măsurători şi studii efectuate în mină;

— fie stîlpilor — datorită diferitelor cauze.

In cele ce vor urma se vor analiza cauzele încărcării neuniforme a stîlpilor, precum şi posibilitatea de îmbunătăţire a funcţionării lor.

Chiar în aceleaşi condiţii de încărcare (încercări efectuate la presă) stîlpii noi se comportă deosebit, dînd curbe caracteristice diferite, datorite în mare parte faptului că dispozitivul de împănare se află în stare brută (neuzată, cu suprafeţe nelustruite etc.) şi uneori cu mici modificări una faţă de alta.

In cazul schimbării condiţiilor de utilizare şi de încărcare, curbele caracteristice variază în limite foarte largi, influenţate de o serie de factori ca:

— efortul de împănare, respectiv numărul de lovituri aplicate cu un ciocan oarecare pe dispozitivul de închidere;

— praful de cărbune care poate modifica în limite largi frecarea între elementele dispozitivului de împănare şi partea mobilă a stîlpului;

— modul de punere sub sarcină a stîlpului;

— natura, grosimea şi orientarea fibrelor papucilor de lemn aşezate deasupra grinzilor sau sub stîlpi, care conduc de asemenea la creşterea dispersiunii comportării stîlpilor sub sarcină, etc.

Curbele caracteristice ale stîlpilor metalici utilizaţi pînă în prezent au fost foarte puţin studiate. In general se presupune că toţi stîlpii aceluiaşi model prezintă aceeaşi curbă caracteristică. Or experienţa arată că în general curba caracteristică a unui stîlp este o noţiune complexă şi dependentă de o serie de factori.

Cunoaşterea curbelor caracteristice este de o importanţă practică deosebită. Alegerea tipului de stîlp cel mai adecvat condiţiilor de zăcămînt dat se poate face numai pe baza cunoaşterii în amănunţime a comportării stîlpului, fapt ce permite precizarea măsurilor de luat în vederea îmbunătăţirii comportării în exploatare a stîlpilor existenţi, care dă posibilitatea de a se stabili o utilizare raţională a lor, nu numai de a susţine acoperişul, întrucît:

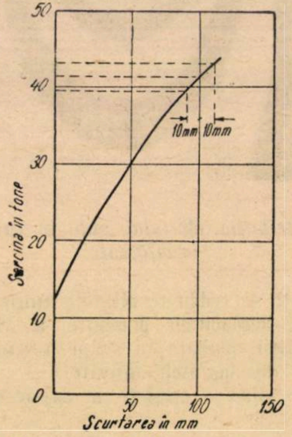


Fig. 31. Variaţia capacităţii portante a stîlpului sub influenţa variaţiei tasării acoperişului

— fie că stîlpii sînt supuşi la sarcini reduse, şi astfel încît densitatea de susţinere este mai mare ca aceea necesară (ceea ce se traduce prin creşterea costului de susţinere: material şi manoperă) sau stîlpii sînt supradimensionaţi, devenind prea grei (ceea ce de asemenea se traduce prin creşterea costului susţinerii: manoperă şi amortisment);

— fie că sarcina medie ce acţionează asupra susţinerii este ridicată, iar necunoaşterea condiţiilor optime de utilizare, conduc la o mare dispersiune a încărcărilor pe stîlpi ceea ce se traduce prin distrugerea rapidă a unui număr mare de stîlpi şi grinzi.

a. **Dispersiunea sarcinii maxime de încărcare a stîlpilor.** Măsurătorile efectuate în mină, aşa cum s-a arătat mai sus, au indicat variaţii foarte mici, ce nu depăşesc 10%, în ceea ce priveşte neuniformitatea tasării acoperişului. Astfel, de exemplu, în cazul unei linii de susţinere tasarea este în medie de 100 mm, iar abaterea maximă de cca 10 mm. Raportînd această variaţie pe o curbă caracteristică medie a unui stîlp oarecare, valoarea dispersiunii sarcinii, corespunzătoare abaterii tasării de 10 mm, este foarte redusă, în orice caz mult inferioară celor constatate în realitate (fig. 31) (ce uneori poate depăşi 40%).

Acest fenomen constituie o probă indiscutabilă asupra faptului că dispersiunea sarcinii de încărcare este datorită stîlpului.

Experienţele efectuate asupra stîlpilor la care s-au produs în mod artificial dispersiuni în comportarea lor (variaţia numărului de lovituri la împănare etc.), au permis tragerea următoarelor concluzii:

— dispersiunea datorită tasării neuniforme a acoperişului de-a lungul abatajului prezintă o abatere medie de 10%;

— dispersiunea sarcinii maxime de încărcare este foarte mare;

— există o dependenţă bine definită între valoarea sarcinii maxime de încărcare şi cauza producerii dispersiunii (numărul de lovituri de împănare etc.).

b) **Curbele caracteristice ale stîlpilor.** Comportarea unui stîlp este determinată din momentul montării lui. Condiţiile de montare fixează curba sa caracteristică pentru perioada pînă la răpire, fenomen verificat atît la încercările la presă, cît şi în subteran.

Astfel, cînd un stîlp se manifestă rigid de la montare (sarcina iniţială de tasare este mare), rămîne rigid pînă la răpire şi invers — ceea ce corespunde faptului că rigiditatea depinde de starea pieselor de contact (frecare) a dispozitivului de împănare. Starea acestor piese nu variază în timpul încărcării stîlpului.

Acest fenomen este de o importanţă deosebită întrucît permite pe de o parte îmbunătăţirea comportării stîlpului, iar pe de altă parte definirea rigidităţii lui, de ex. prin valoarea sarcinii căruia îi corespunde o tasare de 20 mm.

Intr-adevăr, un stîlp la care sarcina corespunzătoare tasării cu 20 mm este ridicată, va necesita de asemenea o sarcină ridicată pentru a se produce o tasare de 50 mm şi invers.

Acest fenomen a fost observat atît la încercările efectuate la presă, cît şi la măsurătorile efectuate în subteran, fapt care nu denotă o comportare identică a stîlpilor în cele două cazuri. Din contră, experienţele au arătat că există o diferenţă apreciabilă în ceea ce priveşte curbele caracteristive, care în general sînt inferioare în subteran, precum şi dispersiunea sarcinilor de încărcare. Acest lucru atrage după sine concluzia că nu este suficient de a studia stîlpul numai la presă, ci studiul trebuie completat şi cu observaţiile din subteran. Studiul stîlpului trebuie deci început cu încercările efectuate, la presă şi apoi urmat de studii asupra comportării lui în condiţii din subteran.

c. **Incercarea stîlpilor la presă.** Alura curbei caracteristice a stîlpului, ridicată la presă este influenţată de următorii factori: natura împănării (numărul de lovituri, forţa şi masa de lovire a penei); starea suprafeţelor de contact (nou, uzat); gradul de uzură a stîlpului; prezenţa prafului de cărbune (umed sau uscat); natura şi grosimea plăcii de scîndură intercalată în dispozitivul de împănare (la anumite tipuri de stîlpi).

De asemenea influenţează asupra comportării susţinerii prezenţa papucilor de lemn aşezaţi sub grinzi. Aceştia acţionează asupra alurii curbei caracteristice a ansamblului stîlp-lemn.

Dispersiunile constatate în comportarea stîlpilor, trebuie analizate, ţinîndu-se seama de următorii factori de dispersiune:

— un acelaşi stîlp încărcat de mai multe ori în condiţii identice nu prezintă curbe caracteristice identice;

— mai mulţi stîlpi din acelaşi model, încărcaţi în condiţii identice nu prezintă curbe caracteristice medii identice.

Aceşti doi factori de dispersiune, constituie dispersiunea de bază, datorită exclusiv condiţiilor de fabricaţie. La această dispersiune se adaugă apoi cele provocate de ceilalţi factori enumeraţi mai sus.

Dispersiunea de bază se descompune în două părţi:

— dispersiunea denumită „inconstanţa stîlpului" este caracterizată prin faptul că un stîlp încărcat de *n* ori în condiţii identice nu prezintă aceeaşi curbă caracteristică. Această inconstanţă se caracterizează prin valoarea ecartului (abaterii) sarcinii corespunzător unei tasări date;

— dispersiunea denumită „diferenţă structurală" a stîlpilor este caracterizată prin faptul că *n* stîlpi încărcaţi în condiţii similare nu prezintă aceeaşi curbă medie. Această diferenţă se poate caracteriza prin ecartul (abaterea) mediei unui stîlp faţă de media generală a *n* stîlpi.

Pe baza acestor doi factori de dispersiune se poate trasa suprafaţa caracteristică a stîlpului definit de intervalul $m + k$ respectiv $m - k$ în care m reprezintă sarcina medie a n determinări, iar $m - k$ şi respectiv $m - k$ ecarturile (abaterile) respective (fig. 32).

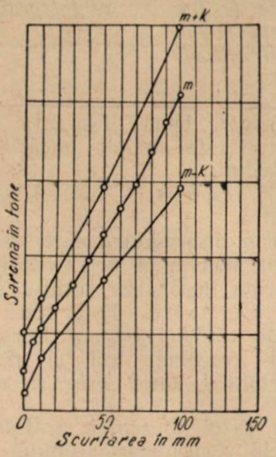


Fig. 32. Suprafaţa caracteristică a stîlpului

Cauzele producerii dispersiunii de bază pot fi:

— pentru inconstanţă, imposibilitatea de a realiza aceeaşi împănare în fiecare caz;

— faptul că pana nu se aşează la fel în decursul diverselor operaţii;

— erorile de citire la presă (acestea însă sînt foarte reduse faţă de diferenţele constatate);

— pentru diferenţe structurale, datorită faptului că piesele dispozitivului de împănare pot avea diferenţe una faţă de cealaltă (chiar în cazul aceluiaşi tip şi lot de stîlpi).

Dispersiunea datorită diferiţilor factori

Starea şi gradul de uzură al stîlpului. Studiile efectuate au arătat că gradul de uzură al stîlpilor contribuie la creşterea dispersiunii structurale a stîlpilor. Astfel au fost determinate abateri de 9 t pentru o tasare de 50 mm, faţă de 3 t în cazul stîlpilor noi. Studiul influenţii uzurii pentru diferite tipuri de stîlpi este de o importanţă deosebit, în vederea alegerii unui material (oţel) întrucît aceasta determină durata de exploatare a stîlpului, factor ce are o preponderenţă deosebită în costul susţinerii.

Impănarea. După cum s-a amintit mai sus, modul de efectuare al împănării are o influenţă deosebită asupra comportării stîlpilor sub sarcină.

Experiențele efectuate în care s-au utilizat același ciocan, aceiași muncitori, executînd loviturile cît se poate de uniform și regulat, au arătat că portanta stîlpului depinde de numărul de lovituri aplicate penei (fig. 33).

Din analiza curbelor se pot trage două concluzii deosebite:

— Se poate determina numărul optim de lovituri mecanice efectuării unei împănări bune. In cazul stîlpului din diagramă se constată că aplicînd 7 lovituri se obține o împănare bună, diferența față de împănarea cu 9 lovituri este atît de mică încît practic se pot admite 7 lovituri.

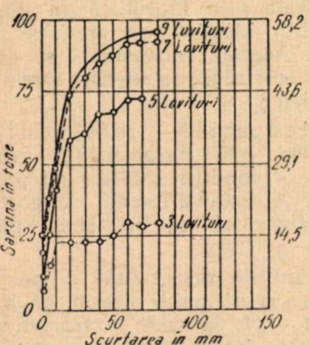


Fig. 33. Variația dispersiunii în funcție de împănare (influența numărului de lovituri aplicate penei)

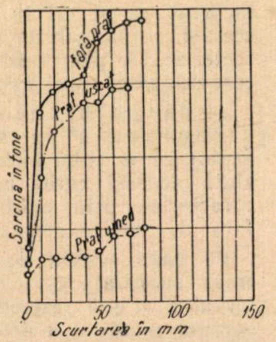


Fig. 34. Influența prezenței prafului de cărbune

Impănarea cu 5 respectiv 3 lovituri este insuficientă și chiar prohibitivă.

— Se constată o dispersiune mare ce poate fi provocată de variația numărului de lovituri și deci necesitatea de a executa împănarea tuturor stîlpilor la fel.

Praful de cărbune. Este bine știut că prezența prafului de cărbune reduce frecarea între elementele stîlpului, reducînd deci și rigiditatea acestuia. Acțiunea prafului umed este și mai accentuată (fig. 34).

Rezultă că în cazul prezenței prafului, care poate acoperi suprafețele elementelor stîlpului în mod diferit, dispersarea capacității portante a stîlpilor devine foarte accentuată, în special în cazul prafului umed.

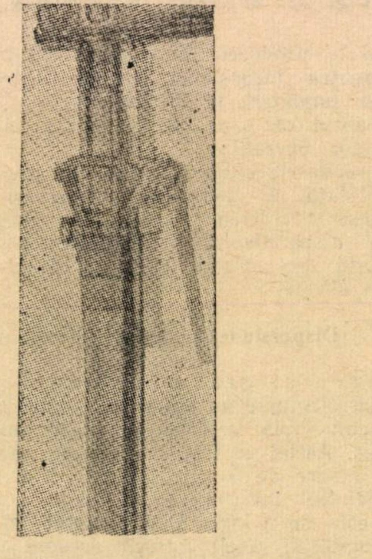


Fig. 35. Impănarea stîlpului cu extensor

Starea suprafețelor elementelor stîlpului. Un stîlp nou se comportă deosebit față de unul în exploatare. De asemenea un stîlp folosit dar lăsat la o parte pentru un timp oarecare se comportă deosebit, suprafețele elementelor fiind acoperite cu rugină.

In cazul unui stîlp nou comportarea deosebită se poate datora fie ruginii, fie simplu, faptului că este nou, cu suprafețe brute.

Incercările efectuate au arătat că în ambele cazuri, după cîteva încărcări (2—3) stîlpul trece la o comportare normală.

Intercalația de scîndurică (la anumite tipuri de stîlpi). Unele tipuri de stîlpi au introdus în dispozitivul de împănare o scîndurică, care are ca scop evitarea distrugerii dispozitivului în cazul unei supraîncărcări, respectiv scurtări exagerate a lungimii.

Prezența scîndurii accentuează dispersiunea sarcinilor de încărcare.

Avînd tării și grosimi diferite, fibrele fiind orientate diferit se strivesc în mod diferit sub sarcină, ceea ce are ca o consecință, o tasare, respectiv o încărcare neuniformă (dispersiune) a stîlpilor.

Extensorul. Pentru a asigura o fixare bună a stîlpului sub grindă, în unele cazuri se utilizează extensoare, atașate stîlpilor. Ca efect al acestor extensoare se remarcă o dezaxare accentuată a părții superioare mobile a stîlpului, avînd drept consecință o comportare neuniformă sub sarcină a acestuia (fig. 35).

d. **Incercarea stîlpilor în mină (subteran).** Pe cînd încercările la presă sînt executate în general în aceleași condiții (împănare, praf etc) condiții în general favorabile, în subteran aceste condiții sînt foarte variabile, ceea ce are ca rezultat o foarte mare dispersiune a rezultatelor obținute.

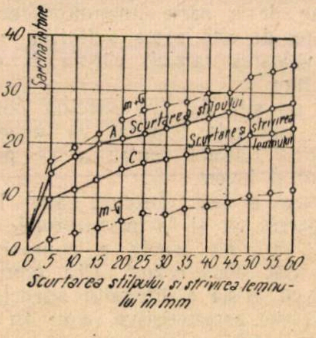


Fig. 36. Suprafața caracteristică a complexului lemn + stîlp

Incercările la presă au ca scop stabilirea sensibilității tipului de stîlp față de diferiții factori arătați mai sus, permițînd a se prevedea dispersiunea ce se va obține în subteran.

Incercările în subteran au ca scop verificarea acestor previziuni. Sînt însă absolut necesare, întrucît așa cum s-a arătat mai sus, comportarea stîlpilor este în mare măsură determinată de modul de punere sub sarcină. Reproducerea modului de acționare a acoperișului nu este posibilă, din care cauză curbele caracteristice ridicate în subteran sînt mult deosebite față de cele determinate la presă.

Influența lemnului așezat sub grindă (între stîlp și grindă). In unele cazuri se obișnuiește a se așeza sub grindă, bucăți de lemn (papuci de scînduri, jumătăți sau lemn rotund) asigurînd astfel o strîngere mai bună a susținerii sub acoperiș.

Ca rezultat al intercalării lemnului se obține o reducere a rigidității stîlpului, precum și o creștere apreciabilă a dispersiunii sarcinii de încărcare.

Acest fapt se poate observa, fie direct pe diagrama curbei caracteristice, analizînd nu curba caracteristică a stîlpului propriu zis, ci a complexului stîlp + lemn, determinînd sarcinile de încărcare pentru tasarea + strivirea lemnului. Această curbă este în general inferioară curbei stîlpului prezentînd o dispersiune accentuată.

În fig. 36 se redă curba caracteristică a stîlpului *(A)* precum şi curba complexului stîlp + lemn *(C.)*

Cele două curbe extreme $m+\sigma$, $m-\sigma$ dau o suprafaţă caracteristică în care se găsesc însă abia 68% din cazuri, ceea ce denotă că, curba caracteristică a ansamblului stîlp + lemn se poate deplasa în mod practic pe tot planul $X\ O\ Y$;

Fie ţinînd seama de sarcina maximă propriu zisă. Se constată că dispersiunea creşte proporţional cu rezistenţa lemnului.

Ca rezultat al celor semnalate se poate recomanda evitarea pe cît posibil a utilizării lemnului, iar în caz contrar lemnul să fie cît mai subţire.

Influenţa modului de punere sub sarcină a stîlpului. Influenţa modului de punere sub sarcină a stîlpului a putut fi scoasă în evidenţă în special în abatajele cu înaintări de mai multe făgaşe pe zi. Astfel în cazul unui abataj cu o înaintare de 4 făgaşe/zi (2 din schimbul I şi 2 în schimbul II) ceea ce implică montarea a 4 linii de susţinere, pe baza măsurătorilor efectuate au putut fi ridicate diagramele din fig. 37.

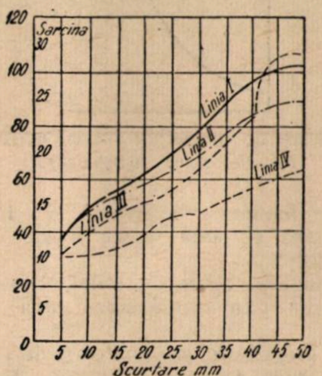


Fig. 37. Influenţa modului de punere sub sarcină Curbele caracteristice a stîlpilor din liniile de susţinere în cazul unui abataj cu avansare cu 4 făgaşe/zi

Din analiza diagramelor se poate remarca anomalia prezentată de cea de a III-a linie de stîlpi, care se încarcă brusc peste sarcinile liniei I şi II. Acest lucru pare a contrazice cele expuse mai sus, adică faptul că dacă un stîlp se comportă de la început rigid, rămîne rigid pînă la răpire. În cazul de faţă însă linia a III-a prin situaţia sa în organizarea lucrului în abataj, este supusă la o sarcină redusă pe o perioadă destul de lungă, după care brusc, sarcina de încărcare creşte.

După cum s-a arătat în capitolul precedent, privind repartizarea sarcinii pe susţinere, stîlpii chiar din aceeaşi linie se comportă diferit după cum sînt aşezaţi în faţa coastelor de rambleu sau în faţa zonei dintre coaste.

De asemenea stîlpii montaţi luni (după o zi de repaos) se comportă mai rigid decît cei montaţi în celelalte zile ale săptămînii.

★

Rigiditatea stîlpului, aşa cum s-a arătat se poate exprima prin valoarea sarcinii corespunzătoare unei scurtări a lungimii de 20 mm, sarcina respectivă fiind denumită „sarcină medie"

Se poate defini ca sarcină normală, valoarea medie a funcţiei

$$Q=\int_{0}^{h} f\ (t)\ dt$$

respectiv

$$N=\frac{1}{2}\int_{0}^{h} f\ (t)\ dt$$

în care $f\ (t)$ reprezintă curba de încărcare a stîlpului (în funcţie de timp).

Comparînd valorile sarcinilor medii pentru o tasare de 20 mm cu valorile sarcinilor normale medii ale liniilor de stîlpi, se constată că raportul respectiv este aproape constant (variază în liniile foarte strînse) (vezi tabela 13).

Tabela 13

Linia	Sarcina medie t	Sarcina normală t	Raportul $\frac{\text{sarcina normală}}{\text{sarcina medie}}$
I	17	20	1,18
II	17	19,5	1,15
III	14	17	1,21
IV	11	13	1,18

Rezultă deci că există o relaţie strînsă între rigiditatea stîlpului şi sarcina normală corespunzătoare.

Interpretarea acestei corelaţii prezintă însă o serie de dificultăţi. Se poate afirma, de exemplu, că cu cît N este mai mare cu atît stîlpul este mai rigid şi invers.

Pe de altă parte N caracterizează un anumit mod de punere sub sarcină. Cu cît N este mai mare cu atît punerea sub sarcină se face mai rigid şi mai accentuat.

Ţinînd cont de fenomenele de comprimare şi destindere, se poate conclude, că cu cît punerea sub sarcină este mai rapidă (încărcarea se efectuează cu o viteză mai mare) fenomenul de comprimare intervine mai puţin şi cu atît sarcina necesară pentru producerea unei scurtări date a lungimii stîlpului este mai mare. Pe baza acestui considerent se poate explica faptul că stîlpii în timpul zilelor de repaos îşi scurtează lungimea fără creşterea sarcinii respectiv scurtarea lungimii lor este mult superioară creşterii sarcinii. Acest fenomen a apărut şi în cazul stîlpilor din linia a 3-a de mai sus. Stîlpul la început îşi scurtează lungimea aproape sub sarcină constantă, pînă la un moment dat cînd sarcina crescînd brusc a produs creşterea rigidităţii stîlpului. Sau cu alte cuvinte se poate spune că pentru un motiv necunoscut încă de noi, stîlpul într-un caz dat, de exemplu, este rigid, sarcina normală fiind mare şi invers — de unde rezultă o corelaţie bine precizată între valoarea sarcinii normale şi rigiditatea stîlpului. Această concluzie întăreşte afirmaţia făcută mai sus, că modul de comportare al stîlpului în perioada dintre montare şi răpire este determinată încă de la punerea sub sarcină a lui. Rămîne de văzut din ce motiv stîlpul se comportă, de exemplu, rigid de la început. Problema este destul de delicată şi necesită studii ample.

Pe baza celor expuse mai sus se poate spune că discuţiile în legătură cu tipul teoretic optim de curbă caracteristică este inutilă. Aceasta poate avea o valoare practică numai din momentul cînd se va găsi un stîlp avînd o curbă caracteristică care să nu varieze în funcție de factorii enumerați mai sus (condiții de înaintare și exploatare asupra cărora putem acționa și condiții de punere sub sarcină asupra cărora nu putem interveni).

Săriturile de stîlpi. In cele expuse mai sus curbele caracteristice s-au considerat curbe continue. Acest lucru presupune că sarcina care acționează asupra stîlpului, este continuă. Experiențele efectuate atît la presă, cît și în subteran, indică că stîlpii din timp în timp se descarcă de sarcină.

In loc de a se scurta uniform, scurtarea se face în salturi cu descărcări de sarcină. Aceste sărituri ale stîlpilor sînt mai mult sau mai puțin frecvente, mai mult sau mai puțin importante și sînt însoțite de zgomote, pe care minerii le numesc „lovituri de acoperiș". Ele se datoresc rugozităților de pe suprafețele de contact dintre pană și partea superioară a stîlpului, precum și eventual, fenomenului de „sudură la rece" a părților în mișcare venite în contact.

Acest fenomen în unele cazuri poate avea urmări nefaste permițînd o detentă prea accentuată a acoperișului, deci fisurarea lui De asemenea, în cazul cînd apare însoțit și de o mișcare ușoară orizontală, sau dacă se produce o cădere de piatră din acoperiș, stîlpul este ușor răsturnat și acoperișul rămîne nesusținut. Din acest motiv în foarte multe cazuri se adoptă pentru siguranță soluția de a dubla numărul de stîlpi în apropierea liniei de surpare, sau se lucrează cu 3 linii de stîlpi chiar în cazul cînd s-ar putea lucra cu 2 linii.

In fig. 38 se redă comportarea stîlpului (săriturile lui) în funcție de timp.

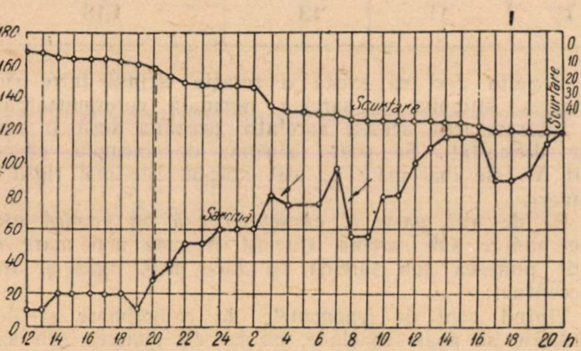


Fig. 38. Sarcina de încărcare în funcție de timp și tasarea funcție de timp

In Germania o metodă clasică de a caracteriza stîlpul în afara curbei caracteristice este și numărul de sărituri, legat de pierderi de sarcină de peste 3 t. Metoda nu este însă absolut exactă, întrucît caracteristicile respective depind de acoperiș și de numărul de ore de funcționare. Din acest motiv este mai indicat de a caracteriza stîlpul prin numărul de sărituri/oră, precum și numărul de sărituri la care pierderile de sarcină față de sarcina anterioară este de 100%, 90%, peste și sub 50%.

Diverse tipuri constructive de stîlpi metalici de fricțiune

I. Stîlpi metalici telescopici de fricțiune

1. Stîlpi metalici cu împănare progresivă. Principiul constructiv al stîlpului de împănare progresivă este redat în fig. 39. Partea superioară are o formă conică (conicitatea variind între 1/50—1/400). In orice moment între efortul de împănare N și sarcina portantă există relația:

$$P = 2\,N\ \mathrm{tg}\,(\alpha + \varphi)$$

In momentul montării cînd sarcina portantă este redusă, partea superioară culisează, producînd o deformație elastică a lacătului, care mărește progresiv valoarea lui N și P.

Sarcina pe stîlp nu este deci limitată, pentru a nu atinge valori periculoase, apropiate limitei de flambaj:

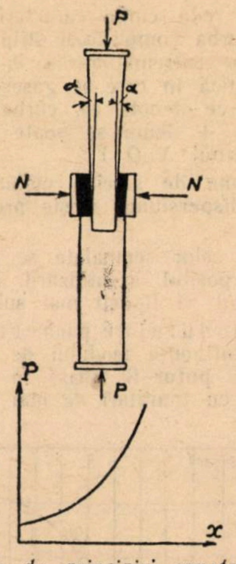


Fig. 39. Schema de principiu constructiv a stîlpului cu împănare progresivă

conicitatea se limitează la valori de 1/60—1/70. In acest caz sarcina portantă crește foarte încet pe măsura tasării stîlpului.

In cazul anumitor tipuri de stîlpi, elasticitatea acestora este mărită prin introducerea unei scîndurici de lemn în lacăt.

Impănarea progresivă se poate realiza:

a. **Lacăt cu pană de lemn** (fig. 40). Acest tip constructiv este reprezentat prin stîlpi „Schwarz" tip vechi utilizați în trecut și în țara noastră.

In fig. 41 este redat schematic modul de funcționare al unui asemenea stîlp. Efortul de împănare inițial este obținut prin introducerea forțată a penei de lemn (introducere prin lovituri de ciocan).

Culisarea începe în momentul cînd mărimea sarcinii depășește rezistența opusă de frecarea fier pe fier și fier pe lemn. Pătrunderea părții superioare a stîlpului în partea inferioară produce strivirea lemnului, sarcina portantă crescînd mai lent decît în cazul lipsei elementului compresibil (lemn).

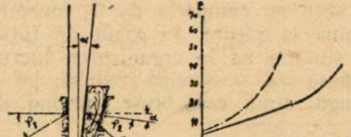


Fig. 40. Schema de funcționare a stîlpului cu pană de lemn

In cazul cînd partea superioară se construiește cu o dublă conicitate (fig. 40) curba caracteristică ia alura din figură, apropiindu-se de curba admisă astăzi (orizontală).

b. **Lacăt cu pene multiple și element compresibil.** Principiul constructiv al unui asemenea stîlp este redat în fig. 42. Culisarea părții superioare antrenează pana *2* pe placa *3* a lacătului deplasîndu-l spre stînga, pana

2 și 5 sînt în contact de-a lungul feței 4, a cărei înclinare este astfel aleasă, încît blocarea este imposibilă. Pana 5 care se reazemă în 6 pe brățara lacătului nu se poate ridica din cauza împingerii resortului 7, aceasta jucînd rolul unei supape de siguranță, limitînd ca sarcina să devină prea mare.

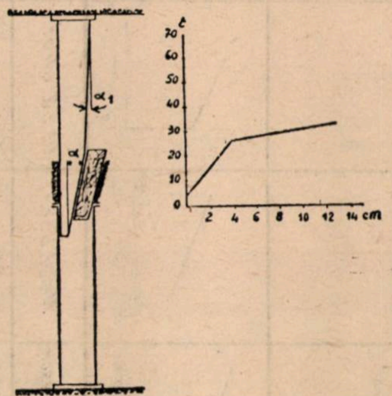


Fig. 41. Stîlp cu dublă conicitate

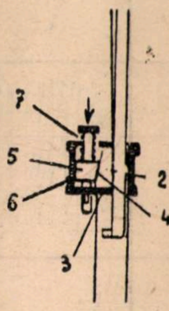


Fig. 42. Schema constructivă a stîlpului cu pene multiple și element compresibil

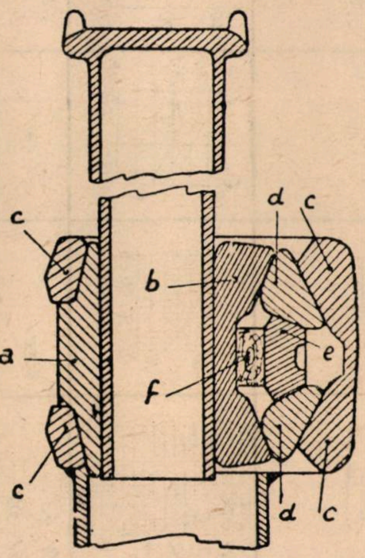


Fig. 43. Lacătul stîlpului tip Gerlach

Pe acest principiu sînt construiți stîlpii tip „Gerlach" (fig. 43). Partea superioară a stîlpului culisează pe placa a sudată de brățara lacătului și pe placa b (mobilă). scurtarea lungimii stîlpului se traduce prin strivirea lemnului, f efortul fiind transmis prin placa b, piesei d și clapei de blocare e. Conicitatea părții superioare este de 1/70, sarcina portantă crescînd rapid, cum se indică pe curbele din fig. 44.

c) **Lacăt cu pană multiplă fără element deformabil.** In fond intercalarea unui element compresibil (deformabil) în lacăt, cu greu permite realizarea unei supape de siguranță. Din acest motiv unii constructori renunță preferînd mărirea robusteții stîlpului. Stîlpii de acest model sînt reprezentați prin stîlpii „GHH" utilizați și la noi în țară (fig. 45).

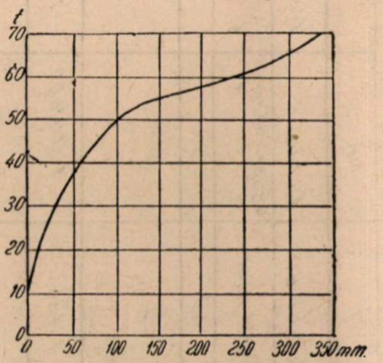


Fig. 44. Curba caracteristică a stîlpului tip Gerbach

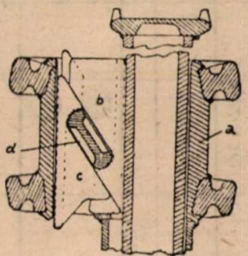


Fig. 45. Lacătul stîlpului GHH (model D)

In momentul culisării părții superioare de placa a, pana b este antrenată de a se deplasa spre stînga, alunecînd pe pana c. Această deplasare este însă oprită de pana orizontală d. De aici rezultă că după strîngerea penei orizontale, lacătul devine rigid ne mai permițînd culisarea părții superioare (cu o conicitate de circa 1/60) decît prin deformarea sa elastică. Curba caracteristică a stîlpului (fig. 46) este accentuat ascendentă.

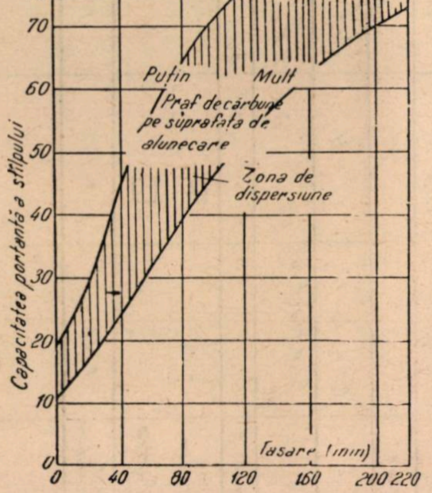
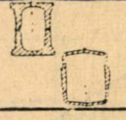
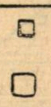
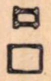
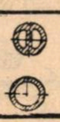
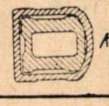
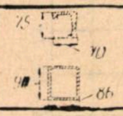
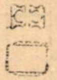
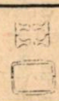
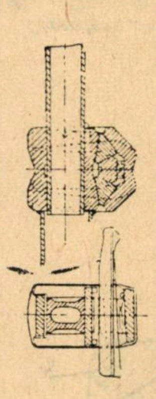
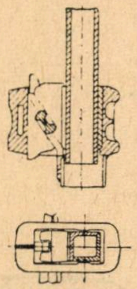
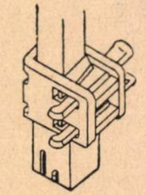
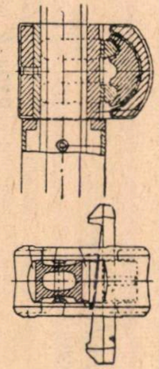
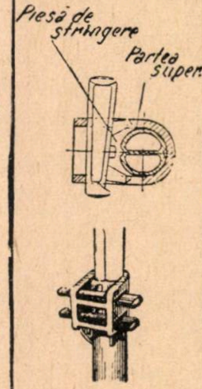
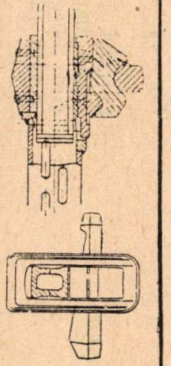
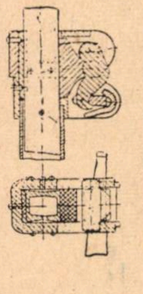
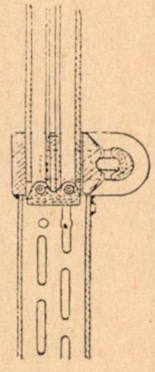
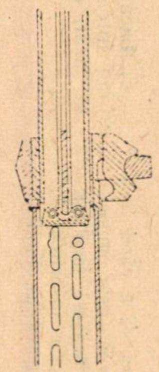
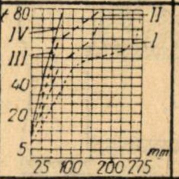
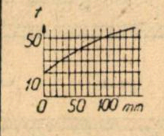
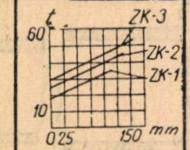
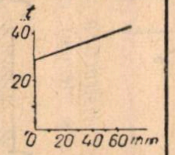
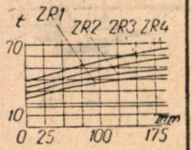
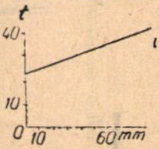
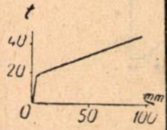
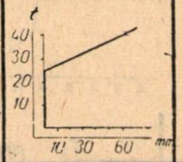
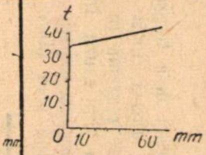


Fig. 46. Curba caracteristică a stîlpului cu pană multiplă și fără element deformabil

Tabela 14

	A Stîlpi cu împănare progresivă								
Grupă	Cu două suprafețe de frecare							Cu mai multe supr. de frecare	
Sub grupă	Transmisie cu pană		Cu două pene de împănare			Cu scoabă rotativă		Cu partea super. dublă	
Nr. de ordine	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fabricație	Gherlach	G H H	Schmidt	Gerlach	Schmidt	Gerlach	Buschman	Gerlach	Gerlach
Model	Gherlach-47 M S	A.K. D R	Z.K.2 Z.K.3	Tandem M S	Z.R.2 Z.R.3	Duplex Oțel Met.ușor	Metal ușor	4 supr. de frecare M S	Duplex Super M S
Sarcina de funcț. t	40 50	38 53	40 50	40 50	40 50	40 40	40	35	40
Forma profilului: Partea super. / Partea infer.		 Turnat				 K Nr 4			
Conicitatea părți superioare	1:70	1:120	1:200	1:150/250	1:250 1:320	1:150/250	1:130	1:300/400	1:300/400
Secțiunea stîlpului prin lacăt									
Caracteristica stîlpului									
Material: Partea super. / Partea infer.	OL 42 OL 50	Oțel	Oțel	OL 52 aliat OL 52	Metal ușor Oțel	OL 52 al. OL 52 Met. ușor	Metal ușor	OL 52 aliat	OL 52 aliat
Greut. stîlp. la 750/1250 kg	42 50	33 52	33 44	36 50	17 25 (la 1400 mm)	34 21	25	29 37	31 43
Obs. la caracteris. stîlpului	I Garnit. obișnuită II " compactă III " de lemn IV " de oțel sud.	—	Sarcina rup. înc. long. Z.K.3 50-60 tone Z.K.2 50 t. Z.K.1 40 t	—	—	—	—	—	—

Aceste trei moduri de realizare a împănării progresive stau la baza construcţiei stîlpilor de acest tip realizată pînă în prezent. Bazaţi pe aceste principii diverse, fabricile constructoare au realizat o întreagă diversitate de stîlpi, aducînd de fiecare dată unele mici modificări şi îmbunătăţiri tipurilor respective.

In tabela 14 se dau detaliile constructive şi caracteristicile celor mai utilizate tipuri de stîlpi cu împănare progresivă realizaţi în ultima vreme de diverse fabrici constructoare din străinătate.

2. **Stîlpi metalici cu împănare constantă.** In cazul cînd efortul de împănare N este constant, sarcina portantă $P = 2\ N\ f$ este de asemenea constantă; curba caracteristică a unui asemenea stîlp este o orizontală, respectiv curba ideală dorită.

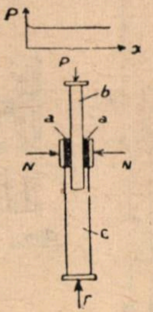


Fig. 47. Schema constructivă a stîlpului cu împănare constantă

Primii stîlpi realizaţi pe acest principiu aveau lacătul constituit din două garnituri strînse cu ajutorul unei brăţări cu şurub în jurul părţii superioare a stîlpului de formă circulară (fig. 47).

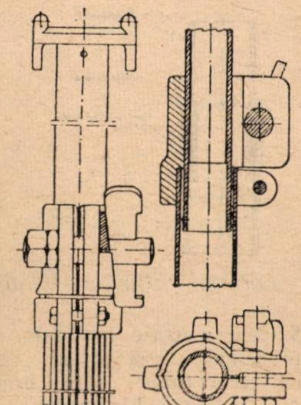


Fig. 48. Stîlp tip Schwarz

Efortul de împănare neputînd fi prea mare, sarcina portantă a stîlpului nu a putut depăşi cîteva zeci de tone. Mai mult, în timpul culisării, coeficientul de frecare scădea.

Pe baza acestui principiu este construit stîlpul din aliaj uşor „Schwarz" (pentru strate înclinate) şi stîlpul „Reppel".

Stîlpul „Schwarz" este construit din două tuburi şi o brăţară de împănare. Brăţara este fixată cu partea inferioară şi exercită o presiune uniformă pe tubul interior (partea superioară). Impănarea la montare se realizează cu ajutorul unui şurub aşezat la talpa stîlpului, obţinînd un efort iniţial de împănare de circa 4 t (fig. 48).

Stîlpul „Reppel" este de o construcţie asemănătoare, format din două tuburi concentrice, culisarea părţii superioare fiind reglată de un brîu circular legat de partea inferioară. Efortul de împănare se realizează pe cale hidraulică; segmenţii de împănare construiţi din metale cu coeficient mare de frecare sînt înconjuraţi de un spaţiu inelar umplut cu ulei, spaţiul comunicînd cu un cilindru lateral (fig. 49). Cu ajutorul unei manete se presează uleiul în spaţiul inelar, în acest mod stîlpul rezistă la circa 50 t, fără a se tasa.

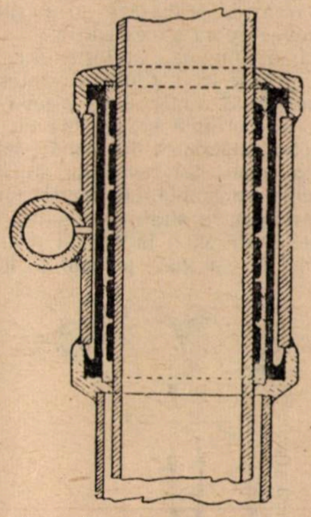


Fig. 49. Stîlp tip Reppel

In schema simplificată a unui stîlp cu partea superioară între două garnituri, sarcina portantă este $P = 2\ N\ f$. Rezultă deci că nu se poate realiza fără complicaţii serioase creşterea efortului de împănare N şi deci sarcina portantă P este limitată.

Insă în cazul cînd numărul de suprafeţe de frecare trece de 2 la 2 n, valoarea lui P creşte de n ori, fără a necesita creşterea lui N.

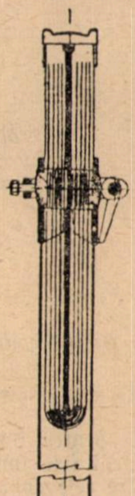


Fig. 50. Stîlp lamelar Lindener

Din acest motiv s-a trecut la construcţia stîlpilor cu număr mai mare de suprafeţe de frecare, modificîndu-se forma părţii superioare, construindu-o din lamele sau împărţind-o în două părţi egale.

Stîlpii lamelari: Acest tip de stîlpi este reprezentat prin stîlpii „Lindener Eisen und Stahlwerke" (fig. 50).

Partea inferioară tubulară, precum și partea superioară din profil H sînt executate din aliaje ușoare, capul, lacătul și lamelele sînt executate din oțel. Lamelele sînt îndoite în formă de U la baza părții superioare în jurul unei piese semicilindrice care le separă și retransmite presiunea părții superioare a stîlpului. Lacătul solidar cu partea inferioară, este prevăzut cu o serie de plăci de fricțiune, care pătrund între lamele punînd deci în joc un număr de 4 $n+2$ suprafețe de frecare pentru n lamele. Împănarea se realizează prin simpla rotire a unei clapete prevăzute cu un excentric.

Stîlpul de 1,4 m lungime cîntărește circa 34 kg, avînd o sarcină portantă de 35 t. Curba caracteristică este cît se poate de constantă. Chiar după cîteva săptămîni de exploatare sarcina portantă scade abia cu 2—3 t.

Stîlpii cu partea superioară din două părți. Stîlpii construiți cu partea superioară dedublată sînt în mare parte stîlpi cu împănare constantă, construiți aproape exclusiv din aliaje ușoare pentru strate cu înclinare mare. Acest tip de stîlpi este reprezentat în special prin stîlpii „Alco" și „GHH", model RS și RSV, precum și RH și RHV.

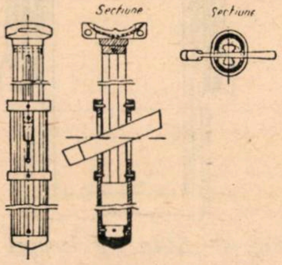
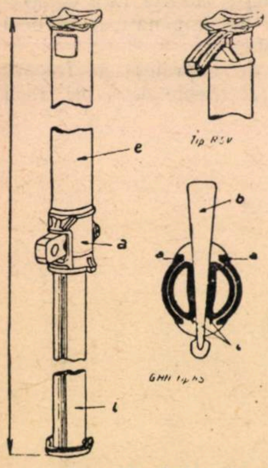


Fig. 51. Stîlp tip Alco

Stîlpul „Alco" din aliaj ușor se compune din: (fig 51).

— partea fixă (inferioară) prevăzută cu două brățări de oțel la partea superioară;



a— brățară; e — partea superioară; i — partea inferioară; b — pană.

Fig. 52. Stîlp tip GHH, model RS și RSV

— partea superioară constituită din două jumătăți;

— o pană oblică pentru împănare laterală așezată într-un lăcaș al părții fixe între cele două brățări și care se introduce între cele două jumătăți ale părții superioare a stîlpului.

Prin introducerea penei partea superioară se va fixa pe patru suprafețe (două suprafețe laterale și două suprafețe interioare între pană și jumătățile părții superioare).

Sarcina portantă a stîlpului atinge 10—12 t.

Firma „GHH" construiește o gamă întreagă de stîlpi — de oțel și aluminiu — modelele RS și RSV pentru strate cu înclinări mari (fig. 52) și RH și RHV (fig. 53) pentru strate cu înclinare medie. Modelele RS și RH sînt prevăzute cu cap normal, iar cele RSV și RHV — cu capete mobile cu pene de punere sub sarcină, obținîndu-se o sarcină la montare de circa 3 t.

Stîlpul se compune din:

— partea fixă (inferioară) din oțel;

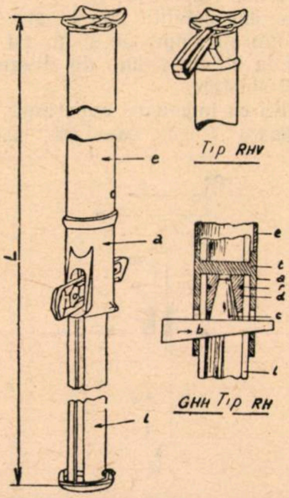


Fig. 53. Stîlp tip GHH, model RH și RHV

a— brățară; b — pană; c — pană conică; e — partea superioară; i — partea inferioară; d — manșonul penei conice; t — piedică.

— partea superioară, care la acest tip este construită în partea de jos din două jumătăți de tuburi de aluminiu, închise la tipul S și deschisă la tipul H;

— lacătul din oțel turnat.

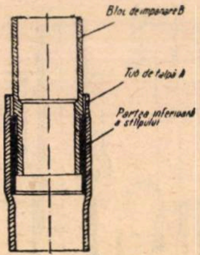


Fig. 54. Cartușul stîlpului Uerdinger

Stîlpii model *S*, pentru strate înclinate, au un dispozitiv de împănare simplă ca și stîlpii „Alco", pana *b* împinge cele două semi tuburi către brățările *a*. Sarcina portantă ce se obține este aproape constantă în jurul a 8—10 t.

Stîlpii model *H* pentru strate cu înclinări medii au un lacăt puțin mai complicat. Pana *b* împinge pana tronconică *c* care se freacă pe cele două segmente conice *d*. Penele multiple puse în joc măresc numărul suprafețelor de frecare, obținîndu-se o sarcină portantă de circa 18 t.

Una din soluțiile cele mai avantajoase în construcția stîlpilor cu împănare constantă este stîlpul „Uerdinger" construit de fabrica „Ringfeder".

Cele două funcțiuni normale atribuite lacătului: menținerea lungimii dorite a stîlpului și limitarea sarcinii în cazul acestui stîlp, sînt separate.

Controlul sarcinii este asigurat de un așa numit cartuș (fig. 54). Acesta se compune dintr-un tub propriu zis, garnitura de împănare și partea inferioară fixă a stîlpului. Diametrul exterior al garniturii de blocare este mai mare în cazul lipsei presiunii, decît diametrul interior al tubului propriu zis. Efortul tangențial între aceste două tuburi executate din oțel *arc dur cu Si, Mn și Cr* este mare, apropiat de limita elastică. Suprafața interioară a tubului inferior propriu zis este acoperită cu o unsoare vîscoasă capabilă să suporte presiuni mari. Coeficientul de frecare între cele două suprafețe este deci redus din cauza ungerii, însă are o importanță mai redusă, ținînd seamă de presiunile mari de împănare ce se realizează.

Sarcina stîlpului se transmite garniturii de împănare prin partea inferioară fixă.

Scurtarea lungimii începe la o sarcină aproape constantă de 45—60 t după tipul stîlpului. Curba caracteristică obținută se apropie de curba orizontală ideală.

Reglarea lungimii stîlpului se realizează cu partea superioară a lui, fără a permite culisarea relativă a acestei părți față de partea inferioară (fixă).

Impănarea sub grindă a stîlpului se realizează cu ajutorul unei pene orizontale și a capului mobil *1*. Prin baterea cu ciocanul a penei 2 se obține un efort de împănare sub grindă de 5—10 t. Cu creșterea sarcinii pînă la sarcina plină, stîlpul nu se așează ci cel mult prezintă o deformare elastică de 2—3 mm. (fig. 55).

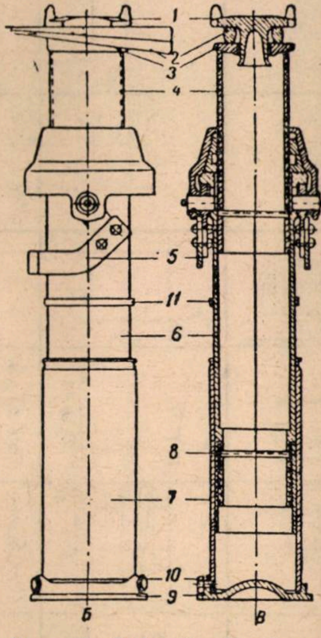


Fig. 55. Stîlp tip Uerdinger

1 — cap mobil; 2 — pană; 3 — cap fix; 4 — partea superioară; 5 — clapetă de blocare; 6 — partea inferioară; 7 — cartuș de împănare; 8 — garnitură; 9 — talpă.

Acest tip de stîlp prezintă o serie de avantaje ca: ușurință la montare și răpire; curba caracteristică este foarte favorabilă; sarcina portantă este independentă de modul de punere sub sarcină, umiditate, praf, etc.

Aceste avantaje sînt însă micșorate prin cîteva dezavantaje:

— toate deformațiunile tubului influențează asupra funcționării normale a stîlpului;

— lungimea maximă respectiv minimă a stîlpului variază în funcție de poziția garniturii de împănare;

— culisarea maximă a garniturii este limitată la circa 40 cm.

Pentru o sarcină portantă de 50 t și o lungime maximă de 2,35 m, greutatea stîlpului este de 60 kg.

In tabela 15 se redau datele constructive și caracteristicile stîlpilor cu împănare constantă construiți și utilizați în prezent pe scară largă în străinătate.

3. **Stîlpul metalic cu autoîmpănare.** Cele două tipuri de stîlpi descrise mai sus prezintă următoarele inconveniente teoretice:

— împănarea progresivă conduce, după o scurtare mai mult sau mai puțin accentuată a lungimii, la o sarcină limită foarte ridicată care poate depăși rezistența la flambaj a stîlpului;

— împănarea constantă dă o curbă caracteristică orizontală, însă în general o rezistență (sarcina portantă) redusă. Numai stîlpii „Uerdinger" și cei lamelari formează o excepție.

Stîlpii cu autoîmpănare, realizează un compromis între aceste două tipuri de stîlpi, deoarece:

— în momentul cînd scurtarea lungimilor a atins circa 10—12 mm, curba caracteristică trebuie să devină orizontală sau ușor înclinată; pentru aceasta partea superioară trebuie să fie cilindrică sau foarte slab conică;

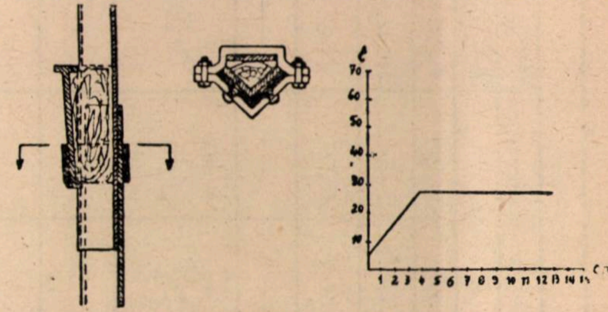


Fig. 56. Stîlp tip Christgen

— sarcina plină trebuie să fie atinsă după o culisare de cîtiva mm printr-un dispozitiv care realizează autoîmpănarea prin două sisteme: cu pană glisantă și prin rotile.

a. **Autoîmpănarea cu pană glisantă.** Principiul acestei împănări se regăsește la vechiul stîlp „Christgen" cu pană de lemn (fig. 56). Partea superioară este constituită dintr-un profil cornier cilindric, împănarea inițială se obține cu ajutorul a două buloane. Pana de blocare este executată din lemn, cu suprafața exterioară îmbrăcată cu o placă de oțel, avînd cursa limitată.

In momentul culisării, partea superioară a stîlpului întrucît frecarea fier pe lemn este cu mult mai accentuată ca frecarea fier pe fier, pana este antrenată pînă ce va atinge cursa maximă. In această perioadă curba caracteristică este ascedentă după care devine orizontală, împănarea devenind în principiu constantă.

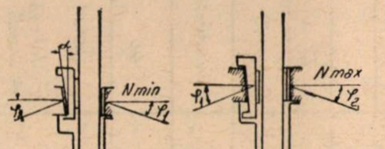


Fig. 57. Schema de principiu a autoîmpănării cu pană glisantă

La stîlpul de construcție modernă pana glisantă de lemn este înlocuită cu o pană metalică, ceea ce permite atingerea sarcinii pline după culisare mult mai mică.

Schema din fig. 57 indică principiul constructiv al sistemului:

Pana tinde să fie antrenată în jos datorită frecării părții sale interioare de partea superioară a stîlpului. Dacă notăm cu $f_i = \text{tg}\ \varphi_i$ coeficientul de frecare interi-

Tabela 15

B. Stîlpi cu dispozitiv de autoîmpănare

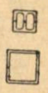
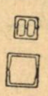
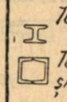
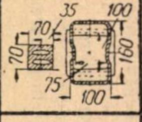
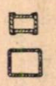
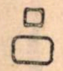
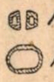
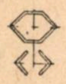
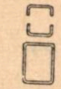
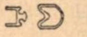
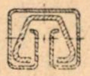
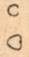
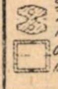
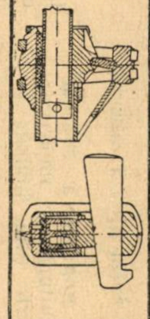
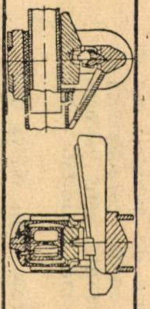
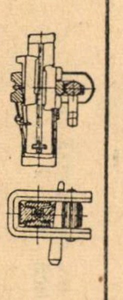
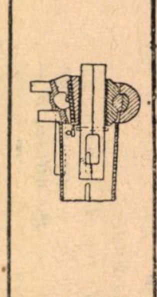
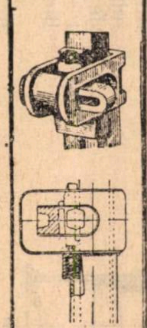
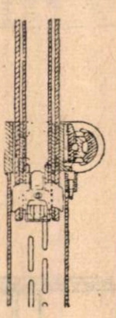
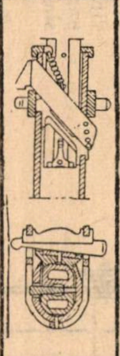
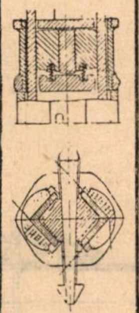
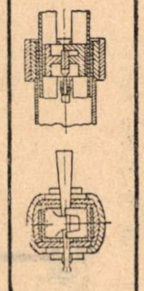
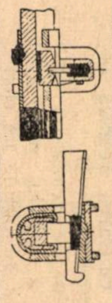
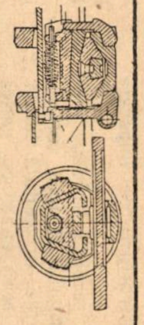
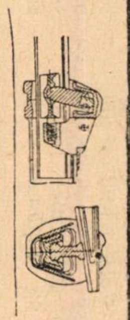
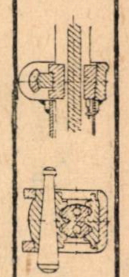
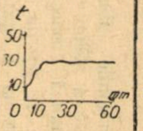
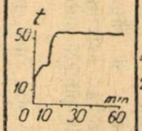
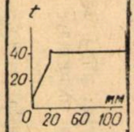
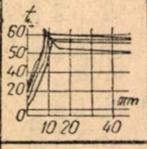
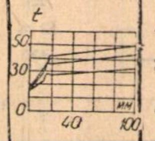
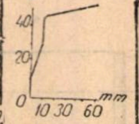
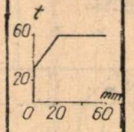
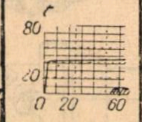
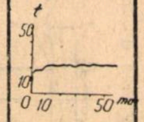
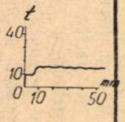
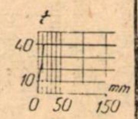
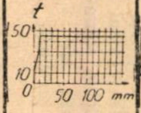
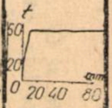
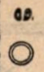
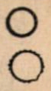
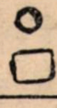
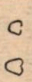
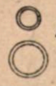
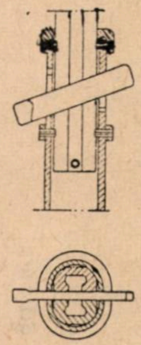
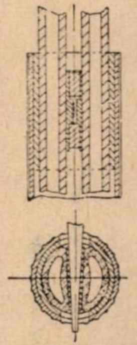
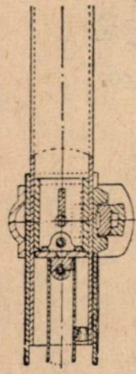
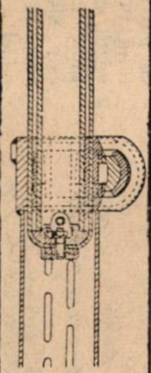
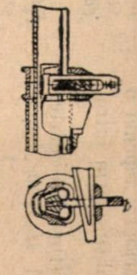
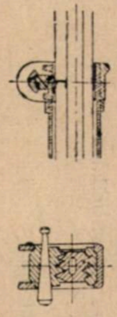
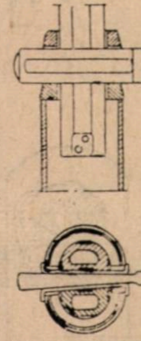
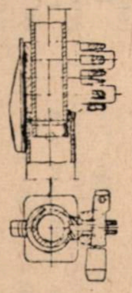
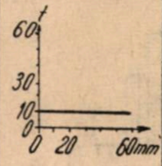
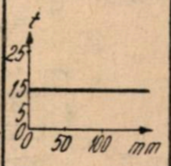
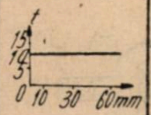
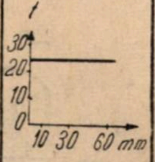
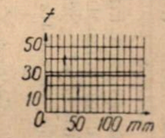
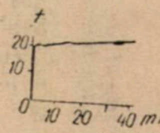
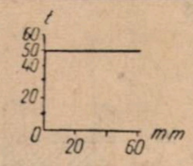
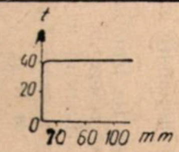
Grupa	Cu clapetă pivotantă și garnit. elastică la lacăt		Cu pană și două supr. de frecare			Cu pană și mai multe supr. de frecare				Garnit. rotativă	Pană de strîngere Cu mai multe supr. de frecare	Cu clapetă pivotantă	Cu pană
Subgrupa			———			Partea super. unică	Partea super. dublă			Partea super. unică din prof. special	Partea super. din prof. tubular		Partea super. unică din prof. special
Nr. de ordine	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
Fabricație	Bekorit	Bekorit	Scwartz	Berbau-Stahl	Rotte-Erde	Wanheim	Wimann	Reppel	Becorit	Becorit	Du Krou și Brauns	G.H.H	Brand.
Model	S 30	D 50	Universal	Radbod	Buchman	Plastic	Alco 2/60	Ardeill	E 20	L 15	Titan	Tip ușor DL AL	K.F
Sarcina de func. t	30	50	40	35 50	(30) 40 (50)	40 50	—	—	—	—	—	33 45	60
Form. prof. Partea super. Partea inf.			 Turnat Turnat și sudat				 Pres. Pres.					 Tablă metalică	 Turnat, și sudat în profil închis din tablă metalică
Conicitatea părții super.	1:500	1 500	—	1:670	1:200	1:350/450	—	—	—	—	—	—	1:500
Sect. stilp. prin lacăt													
Caracteristica stîlpului													
Material Partea super.	Oțel aliat	Oțel aliat	Oțel	Oțel 60.11	Oțel 52 aliat	Oțel 52 aliat	Metal ușor	Oțel 52 aliat	Oțel 45	Metal ușor	Oțel 85	Oțel I.Z.90	OL S.45
Material Partea inf.	Oțel	Oțel		Oțel 50.21	Oțel 52	Oțel 50		Oțel 52			Oțel		
Greutate la 750/1250, kg	29	52	55	41 62 (La 1600 mm)	(24) 42 (54)	49 60	22	36	24	11	44	29 41	44

Tabela 16

<table>
<tr><td colspan="11">C. Stîlpi cu împănare constantă</td></tr>
<tr><td>Grupa</td><td colspan="10">Cu mai multe suprafețe de frecare</td></tr>
<tr><td rowspan="2">Sub grupa</td><td colspan="2">Partea superioară dublă</td><td colspan="2">Partea superioară simplă</td><td colspan="2">Partea superioară din profil special</td><td>Partea super. dublă</td><td colspan="3">Din profil tubular</td></tr>
<tr><td colspan="3">Rezistența redusă de funcționare</td><td colspan="3">Rezistență medie de funcționare</td><td colspan="4">Rezistență mare de funcționare</td></tr>
<tr><td>Nr. de ordine</td><td>23</td><td>24</td><td>25</td><td>26</td><td>27</td><td>28</td><td>29</td><td colspan="3">30</td></tr>
<tr><td>Fabricație</td><td>Wiman</td><td>G.H.H</td><td>Wanheim</td><td>Wanheim</td><td>G.H.H.</td><td>Brand</td><td>Wimann</td><td colspan="3">Schwartz</td></tr>
<tr><td>Modelul</td><td>AlKo 1</td><td>R.S.</td><td>R. 53</td><td>L W. 52 H</td><td>A.K.</td><td>K.S.</td><td>Inelar</td><td colspan="3">Cu inel de stringer</td></tr>
<tr><td>Sarcina de funcționare</td><td>10 t</td><td>12 t</td><td>12 t</td><td>25 t</td><td>28 t</td><td>20 t</td><td>40 t 50 t</td><td colspan="3">40 t</td></tr>
<tr><td>Forma profilului Partea superioară
Partea inferioară</td><td> Presat</td><td> Presat</td><td></td><td></td><td> Din tablă metalică</td><td> Presat
Profil închis din tablă metalică sudată</td><td> Presat
Turnat</td><td colspan="3"> Turnat sau presat</td></tr>
<tr><td>Conicitatea părții superioare</td><td>—</td><td>—</td><td>—</td><td>—</td><td>—</td><td>Cît este posibil</td><td>1:1000</td><td colspan="3">—</td></tr>
<tr><td>Secțiunea stîlpului prin lacăt</td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td></td><td colspan="3"></td></tr>
<tr><td>Caracteristica stîlpului</td><td> </td><td> </td><td> </td><td> </td><td> </td><td> </td><td> </td><td colspan="3"> </td></tr>
<tr><td>Material Partea sup.
Partea inf.</td><td>Metal ușor</td><td>Metal ușor</td><td>Tub din met. ușor
Met. ușor ștanțat</td><td>Ol. 55,29
Ol. 52 aliat</td><td>Ol. ușor de const. I.Z.90</td><td>Metal ușor ștanțat
Oțel</td><td>Metal ușor
Met ușor
Oțel</td><td>Ol. 65.29
Ol. 55,19</td><td>Met. ușor
Oțel</td><td>Met. ușor</td></tr>
<tr><td>Greutatea stîlpului la 750/1250 mm, kg</td><td>9</td><td>10</td><td>11</td><td>30</td><td>29</td><td>14</td><td>16</td><td>39</td><td>32</td><td>27</td></tr>
</table>

oară și N efortul de împănare, efortul util maxim pe pană va fi N tg φ;

Pana tinde însă să fie frînată în mișcarea sa prin frecarea feței sale exterioare pe placa brățării lacătului. Dacă $f_e = \text{tg}\ \varphi_e$ coeficientul de frecare exterioară și α, unghiul de înclinare a penei, forța de frecare care acționează asupra penei va fi

$$N\ \text{tg}\ (\varphi_e + \alpha)$$

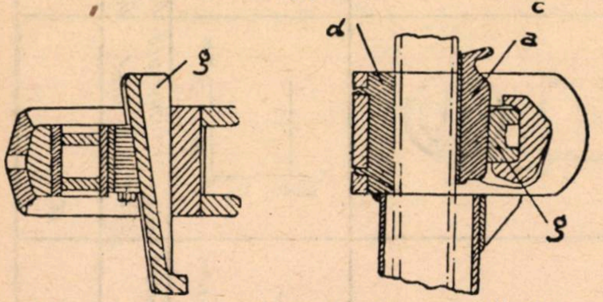


Fig. 58. Dispozitivul de împănare a stîlpului tip Buschman

Deplasarea penei se realizează numai dacă

$$\varphi_i > \varphi_e + \alpha$$

Pentru realizarea acestei inegalități s-au adoptat o serie de soluții:

α) La stîlpul „Buschman“ (fig. 58) pentru a se mări valoarea lui φ_i se așează pe fața interioară a penei o placă de silumin. Impănarea inițială se obține prin introducerea forțată a penei orizontale g.

β) La stîlpul universal „Schwarz“ (fig. 59) partea superioară care este executată în pofil H, este împănată prin intermediul a două plăci c și e din lacătul stîlpului. Fețele plăcilor snît acoperite cu garnituri b cu coeficient ridicat de frecare. Placa c este așezată pe o parte îndoită a părții inferioare; strîngerea penei orizontale imprimă stîlpului o sarcină portantă de 10—12 t, iar rotirea excentricului g cu ajutorul manivelei permite deblocarea lacătului și răpirea stîlpului.

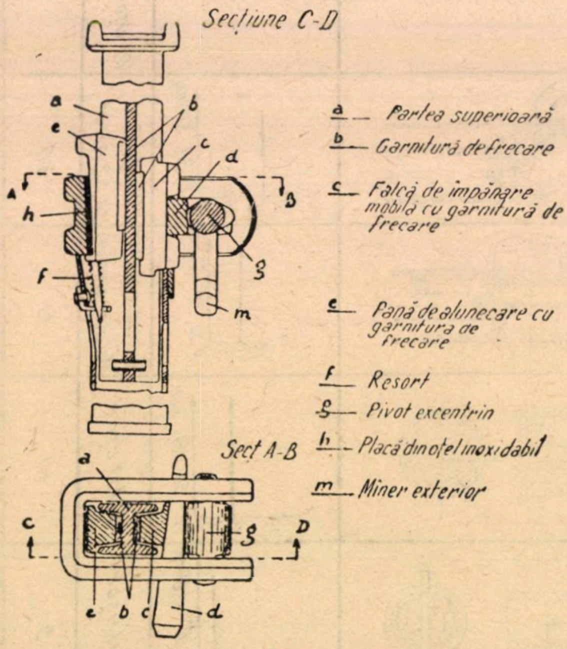

Secțiune C-D
a
b
e
c
d
A
B
h
f
g
m
Sect A-B
d
C
D
g
e
b
c
d
a — Partea superioară
b — Garnitură de frecare
c — Falcă de împănare mobilă cu garnitură de frecare
e — Pană de alunecare cu garnitura de frecare
f — Resort
g — Pivot excentrin
h — Placă din oțel inoxidabil
m — Miner exterior

Fig. 59. Stîlpul universal Schwarz

In cazul acestui stîlp placa e joacă rolul penei glisante, coeficientul de frecare interioară f este mărit prin placa b, iar cel de frecare exterioară f_e este redus prin cele două plăci de oțel inoxidabil h; cursa penei este de 25 mm.

In momentul răpirii, resortul f împinge în sus pana producînd o deblocare ușoară a stîlpului (fig. 57).

γ) La stîlpul „Radbod“ (fig. 60) pana glisantă a lacătului are fața interioară acoperită cu o placă de aliaj ușor cu un coeficient de frecare ridicat, pe cînd fața exterioară alunecă pe o serie de bile, ceea ce dă raportului f_i/f_e o valoare foarte ridicată de aproape 20. Blocarea stîlpului se realizează cu pana orizontală g, iar deblocarea prin rotirea excentricului e.

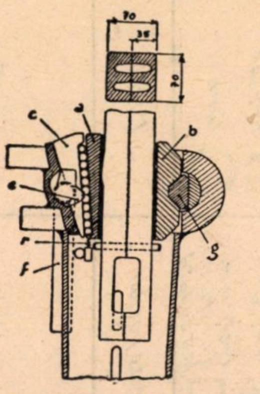

90
35
c
a
b
e
r
f
g

Fig. 60. Stîlp tip Radbod
a — pană verticală; b — placă de fricțiune; c — pană pe bile; r — resort; e — clapetă de blocare; g — pană orizontală.

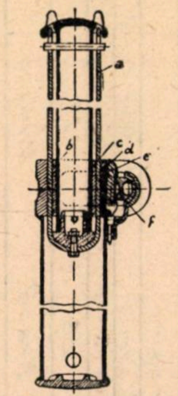


Fig. 61. Stîlp tip Wanheim a — partea superioară; b — c — lamelă; d — pană; f — clapetă de blocare.

δ) La stîlpul „Wenheim“ (fig. 61) o lamelă solidară cu partea superioară a stîlpului permite reducerea efortului în lacăt după principiul descris. Lacătul este prevăzut cu o pană glisantă d solidară cu placa de fricțiune c; în aceste condiții antrenarea penei glisante este sigură întrucît frecarea care i se opune nu se exercită decît pe o singură față — cea exterioară a penei — pe cînd frecarea pe care o provoacă acționează, pe 3 fețe — fața interioară a penei și cele două fețe ale plăcii c.

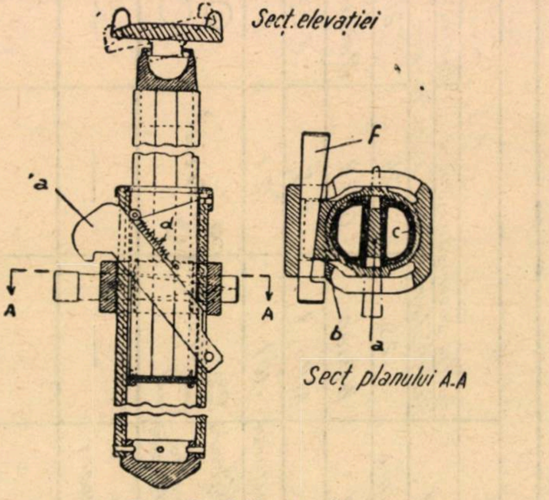

Sect. elevației
F
a
d
c
A
A
b
a
Secț planului A-A

Fig. 62. Stîlp tip Alco
a — pană înclinată; b — brățară; c — partea superioară; d — partea inferioară; f — pană orizontală.

ε) Stîlpul „Alco“ pentru strate cu înclinare medie. fig. 62 este analog cu cel descris mai sus, fiind însă prevăzut cu un dispozitiv de împănare progresivă la începutul culisării și care apoi devine de autoîmpănare.

Impănarea inițială se obține prin pana orizontală *f* care imprimă stîlpului o sarcină portantă inițială de 10—12 t. Sarcina plină a stîlpului este de 25—30 t.

Greutatea stîlpului pentru o lungime de 1,70 m este de 23 kg.

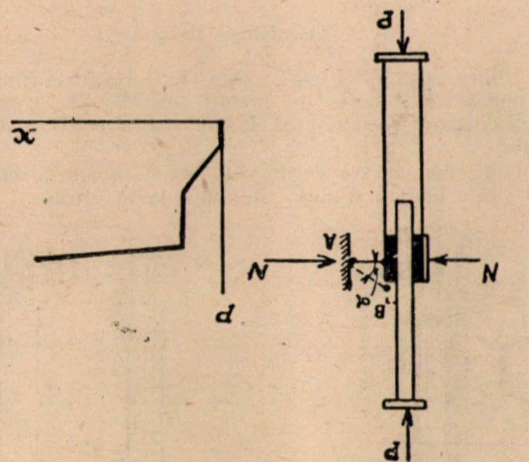
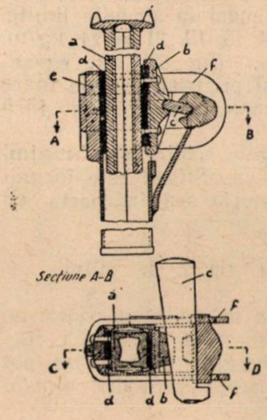


Fig. 63. Schema de principiu a stîlpului cu autoîmpănare cu clapetă pivotantă

b) **Autoîmpănarea prin clapetă pivotantă.** In schema din fig. 63 se redă principiul de funcționare al acestui *tip de stîlp*. Culisarea părții superioare antrenează după sine o placă de care se reazemă o clapetă pivotantă. La montare, această clapetă face un unghiu mic cu orizontala, la sfîrșitul cursei devenind orizontală, ceea ce imprimă un efort maxim de împănare.


a
d
c
d
b
f
c
A
B
Secțiune A-B
a
c
f
C
D
d
d
b
f

a — partea superioară; b — brățară; c — clapetă; d — garnitură de fricțiune; e — brățară; f — manșonul clapetei pivotante.

Fig. 64. Stîlpul Becorit

α) Stîlpul „Becorit" (fig. 64). Acest stîlp corespunde întocmai schemei de principiu. Efortul de împănare inițială imprimă o sarcină portantă stîlpului de 10—15 t. După o culisare de 10—20 mm a părții superioare, clapeta *c* devine în poziție orizontală, sarcina portantă atingînd 40—50 t.

In tabela 16 se redau datele constructive și caracteristicile stîlpilor cu autoîmpănare construiți și utilizați în prezent la susținerea abatajelor.

II. Stîlpii hidraulici

Din analiza comportării stîlpilor telescopici de fricțiune în exploatare se constată o serie de deficiențe, care fac ca utilizarea lor să nu poată asigura întotdeauna menținerea unui acoperiș bun deasupra spațiului de lucru din abataj, și să nu permită întotdeauna o dirijare optimă a presiunii acoperișului.

Dispersiunea mare care se constată în comportarea sub sarcină, prezintă principalul inconvenient în utilizarea stîlpilor metalici telescopici cu fricțiune.

Inconvenientele semnalate mai sus în cazul acestor stîlpi sînt în cea mai mare parte eliminate de stîlpii hidraulici, care permit o reglare și un control perfect în comportarea lor.

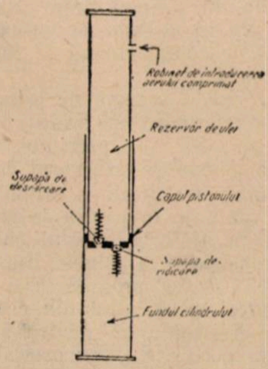

Robinet de introducere a aerului comprimat
Rezervor de ulei
Supapă de descărcare
Capul pistonului
Supapă de ridicare
Fundul cilindrului

Fig. 65. Schema de funcționare a stîlpului hidraulic

Stîlpii hidraulici permit în primul rînd realizarea unei curbe caracteristice aproape de cea ideală. Modul în care lucrează acești stîlpi nefiind influențat de nici un factor exterior (efort de împănare inițial, praf, umiditate, mod de punere sub sarcină) se elimină complet dispersiunea în comportarea lor. Toți acești stîlpi lucrînd în mod uniform se asigură menținerea acoperișului în cea mai bună stare.

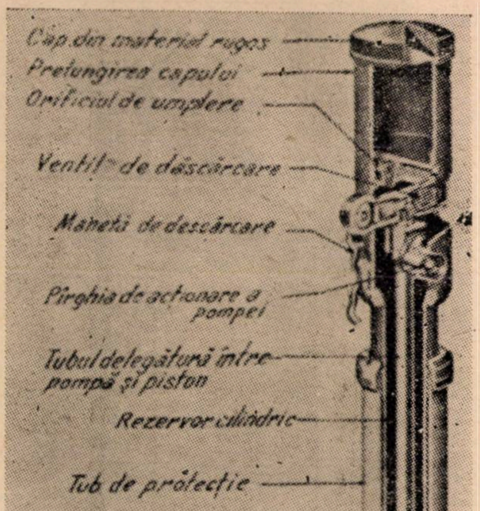

Cap din material rugos
Prelungirea capului
Orificiul de umplere
Ventil de descărcare
Maneta de descărcare
Pîrghia de acționare a pompei
Tubul de legătură între pompă și piston
Rezervor cilindric
Tub de protecție
Tub de legătură între rezervorul inferior și supapa de descărcare
Piston de presiune joasă
Pompă de presiune înaltă
Capul pistonului
Inel de etanșare
Talpă evazată

Fig. 66. Stîlpul Dowty

Stîlpii hidraulici permit o reglare precisă a valorii sarcinii pline permiţînd deci o adaptare perfectă a condiţiilor impuse de zăcămînt şi de caracteristicile fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare. Prin reglarea sarcinii maxime pentru condiţiile date se poate evita influenţa nefastă a străpungerii culcuşului, menţinînd sarcina maximă sub valoarea efortului de străpungere.

Ţinîndu-se seama de avantajele pe care le prezintă acest tip de stîlp, în ultimul timp utilizarea lui a luat o extindere din ce în ce mai accentuată, frînată într-o oarecare măsură de costul ridicat al lui, impus de complexitatea construcţiei.

In fig. 65 este redată schema de principiu a unui stîlp hidraulic. Partea inferioară este fixă, constituind cilindrul în care uleiul se află sub presiune, iar partea superioară reprezintă pompa şi rezervorul de ulei.

Ridicarea la înălţimea dorită a stîlpului se obţine, trecînd uleiul din rezervor în partea inferioară, acesta putîndu-se realiza cu ajutorul aerului comprimat (din reţeaua de aer comprimat a minei), fie cu ajutorul unei pompe mecanice. Tasarea progresivă a acoperişului produce creşterea presiunii uleiului din cilindru şi simultan sarcina portantă a stîlpului P. pentru a menţine această sarcină la limita dorită P_m, se prevede o supapă care permite întoarcerea uleiului în rezervor în cazul cînd presiunea p depăşeşte valoarea p_m corespunzător sarcinii P_m.

Pe baza acestui principiu actualmente se construesc:

α) Stîlpul „Dowty" constituit din două tuburi din oţel, solide şi care culisează unul în altul (fig. 66).

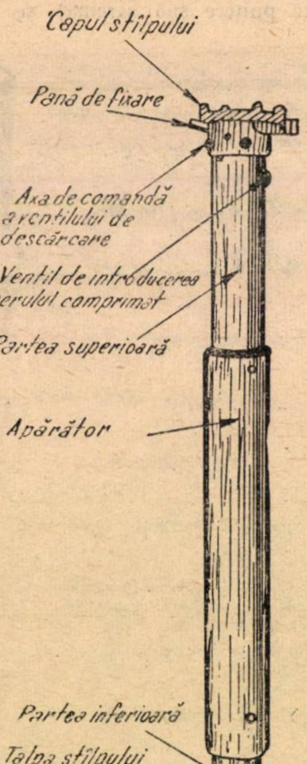


Fig. 67. Stîlpul hidraulic Wenheim

Tubul inferior este fix, iar tubul superior care formează rezervorul de ulei se termină la bază cu un disc înconjurat de un inel de cauciuc sintetic. O pompă acţionată cu o manivelă, permite trecerea uleiului din tubul superior în cel inferior printr-un disc ceea ce va produce lungirea stîlpului şi împănarea lui sub grindă.

β) La stîlpul „Einsenwerk Wenheim" (fig 67), montarea şi punerea sa sub sarcină se realizează cu ajutorul aerului comprimat. Împănarea iniţială atinge circa 300 kg, din care cauză împănarea se completează prin baterea unei pene orizontale sub capul mobil al stîlpului. Sarcina portantă a acestui stîlp atinge 40 t după o culisare elastică de 8—10 mm; greutatea sa este mai redusă ca a stîlpului de fricţiune: 38 kg, în cazul unui stîlp cu lungimea maximă de 1,4 m şi 50 kg, în cazul unui stîlp cu lungimea maximă de 2,0 m. Costul lor este în general dublu faţă de ceilalţi stîlpi.

III. Stîlpi rigizi

Utilizarea stîlpilor rigizi este foarte restrînsă fiind condiţionată de o serie de factori speciali ca: acoperiş şi culcuş foarte rezistent şi tasare foarte mică a acoperişului.

Utilizarea lor s-a extins în special în minele engleze, în strate foarte regulate şi uniforme ca grosime.

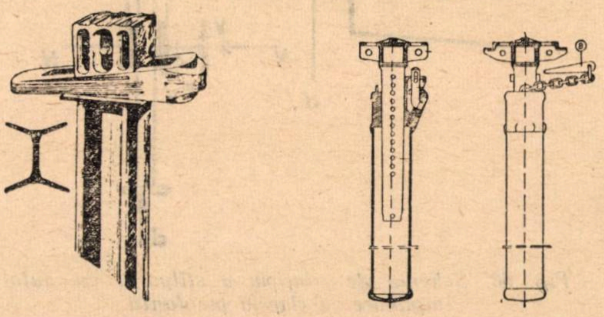


Fig. 68. Stîlp tip Bathgate
Fig. 69 Stîlp tip Winterschlag-Dusfranne

Ca tipuri constructive folosite se pot aminti:

α) Stîlpul „Bathgate" cu pană de fixare (fig. 68) constituit dintr-o singură bucată cu profil special. Este prevăzut cu un cap mobil şi cu o pană de fixare care permite împănarea lui sub acoperiş. De asemenea pana permite ajustarea în lungime a stîlpului în anumite limite.

Profilele utilizate sînt de tipul 15, 19, 21 şi 24 kg/m.

β) Stîlpul „Winterslag Dufrase" (fig. 69) este caracterizat printr-o mare rigiditate şi printr-un cap de mare acţiune, ceea ce permite susţinerea acoperişului fără grinzi.

γ) Stîlpul „Reppel" pentru strate subţiri, are lungimi mici ce pot fi reduse la 40—50 cm. Stîlpul este format din două părţi şi se poate apropia sau îndepărta cu ajutorul unui şurub.

Comparaţie între diferitele tipuri de stîlpi

Descrierea de mai sus, a pus în evidenţă, odată cu evoluţia stîlpilor metalici, importanţa şi varietatea realizărilor recente. Din analiza tipurilor descrise se pot degaja cîteva elemente de comparaţie, permiţînd o uşurare în alegerea tipului corespunzător.

a) **Rezistenţa.** Dacă se consideră numai rezistenţa limită a stîlpului respectiv sarcina pe care o poate suporta în condiţii normale, pe ultima linie de susţinere, şi nu rezistenţa la flambaj, care este mai ridicată — se poate distinge următoarea gamă:

α) stîlpul rigid de mare rezistenţă $P = 75-100$ t;
β) stîlpul telescopic cu fricţiune $P = 45-65$ t;
γ) stîlpul hidraulic $P = 20-40$ t;
δ) stîlpul pentru strate de înclinare mare $P = 8-12$ t.

b) **Compresibilitatea.** Un stîlp este cu atît mai compresibil cu cît punerea sub sarcină a lui corespunde unei scurtări mai accentuate a lungimii lui.

Se pot distinge următoarele categorii de stîlpi:

α) Stîlpii cu împănare constantă, la care deformarea în limita deformărilor elastice corespunzătoare punerii sub sarcină;

β) stîlpii cu împănare constantă, la care deformarea elastică fără scurtare intervine numai în perioada punerii sub sarcină, după aceea scurtarea menţine sarcina constantă ; acesta este cazul stîlpilor hidraulici, al stîlpului „Uerdinger“ etc.

γ) stîlpii cu autoîmpănare se apropie de tipul precedent, la care însă în perioada punerii sub sarcină, deformaţia elastică se suprapune cu o uşoară scurtare a lungimii lor, curba caracteristică avînd o alură orizontală sau uşor ascendentă ;

δ) stîlpii cu împănare progresivă, sînt reprezentaţi printr-o gamă întreagă de tipuri. La tipurile mai recente se caută să se obţină o anumită limitare a sarcinii :

— fie prin strivirea unei plăci compresibile (stîlpul „Gerlach 47“) ;

— fie prin realizarea unei curbe caracteristice cu pantă redusă (stîlpul „GHH“, model E).

Trebuie amintit că realizarea unei susţineri capabile să anihileze complet tasarea acoperişului, peste o anumită adîncime de exploatare, cît şi montarea susţinerii nu sînt posibile înainte de a se produce o detentă a acoperişului, chiar foarte redusă. De asemenea rigiditatea ei este limitată de proprietăţile elastice ale materialului utilizat la susţinere.

În cazul cînd se preconizează realizarea unei susţineri care să poată anihila complet tasarea acoperişului deasupra spaţiului de lucru din abataj, elementul de susţinere respectiv ar trebui să aibă o capacitate portantă imposibil de realizat practic.

Analizînd repartizarea presiunii asupra abatajelor, se constată existenţa unui minimum deasupra spaţiului de lucru, crescînd apoi către zona exploatată respectiv masivul de cărbune. În faţa frontului de lucru, la cîţiva metri sau zeci de metri presiunea devine maximă atingînd 1,25—2 ori presiunea normală.

În cazul cînd susţinerea ar putea împiedica complet destinderea acoperişului, presiunea maximă se deplasează spre spaţiul de lucru, încărcînd susţinerea cu o sarcină căreia nu i s-ar putea opune. Din contră ch ar o uşoară detentă (tasare) a acoperişului, conduce la o reducere a sarcinii la valori practic admisibile.

c) **Stabilitatea curbelor caracteristice ale stîlpilor.** S-a arătat în capitolele precedente că valoarea coeficientului de frecare variază în funcţie de o serie de factori ca : starea de uzură, prezenţa prafului etc. producînd o dispersiune foarte accentuată în comportarea stîlpilor. Constructorii au recurs la diverse soluţii pentru a elimina acest inconvenient. Astfel, placa de fricţiune de aluminiu utilizată în trecut pentru mărirea şi uniformizarea frecării la stîlpii „Schwarz“ şi „Becorit“ a fost înlocuită cu o placă de zinc respectiv cu cordoane sudate de partea superioară.

În cazul stîlpului „Uerdinger“ s-a eliminat acest dezavantaj prin ungerea suprafeţelor de frecare, de asemenea acest dezavantaj s-a redus şi în cazul stîlpilor lamelari prin creşterea numărului de suprafeţe de frecare.

În domeniul stîlpilor de fricţiune toate eforturile trebuie îndreptate spre a se realiza un stîlp cu o curbă caracteristică cît mai constantă.

Stîlpii hidraulici au eliminat dezavantajul amintit mai sus ; practica va trebui însă să verifice eficacitatea supapei de descărcare, de care depinde buna funcţionare şi securitatea stîlpului.

Singuri stîlpii rigizi prezintă o stabilitate absolută a caracteristicii sale, utilizarea lor însă nu este extinsă, poate însă prin punerea la punct a dispozitivului de deblocare — stîlpii „Winterslag“, „Dufrasne“ — va fi posibil extinderea domeniului de aplicare a acestora, în limite nesperate cu ani în urmă.

d) **Greutatea.** Cu cît grosimea stratului creşte, greutatea stîlpului metalic devine o piedică serioasă în dezvoltarea procedeelor moderne de abataj cu înaintarea rapidă a frontului. Greutatea stîlpului depinde esenţial de mărimea rezistenţei ce se doreşte de a se obţine. O reducere importantă se poate obţine prin utilizarea de aliaje uşoare.

În fig. 70 a sînt redate cîteva date numerice asupra greutăţii în funcţie de lungime a stîlpilor realizaţi în ultimul timp.

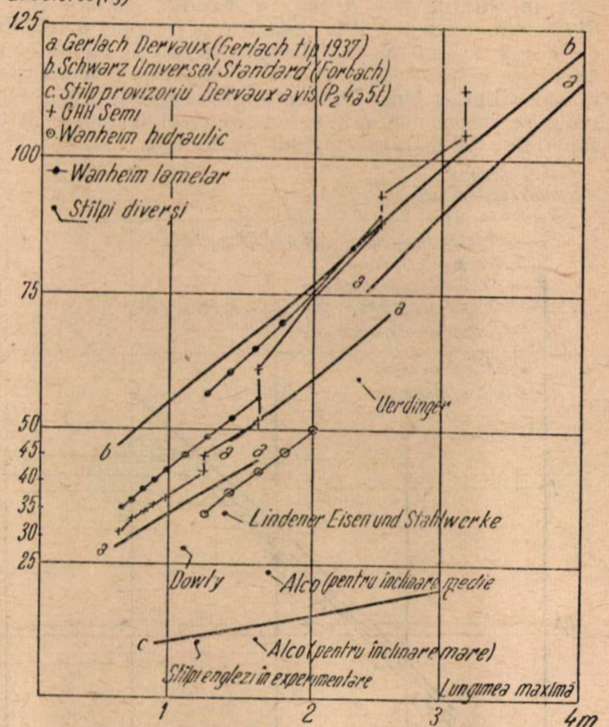


Fig. 70, a. Greutatea diverselor tipuri de stîlpi în funcţie de lungime

Tabela 17

Relaţia între greutatea şi sarcina portantă a stîlpilor de circa 1,50 m lungime

Tipul stîlpului şi materialul folosit	Înălţimea max., m	Sarcina max., t	Greutatea, t	Greutatea, t/m
Oţel				
GHH tip I	1,6	42	52	0,77
GHH tip Ir	1,6	55	61	0,69
Aliaje uşoare				
Lindener Eisen S. W.	1,4	35	34	0,69
Alco pt. înclinare medie	1,6	27	23	0,51
Alco pt. înclinări mari	1,6	11	11	0,62

e) **Reglarea lungimii stîlpului.** Un stîlp telescopic, constituit din două părţi poate fi reglat pentru o lungime H cuprinse între limitele L şi l.

În cazul cînd stîlpul trebuie să culiseze sub sarcină, nu trebuie niciodată să fie montat la lungimea minimă l. Dacă c este valoarea normală limită de culisare, lungimea minimă a stîlpului va fi $l + c$.

Posibilitatea de reglare a înălţimii este dată deci de diferenţa $L - l - c$, care depinde deci de $L - l$ şi de c.

Mărimea limită de culisare depinde de regimul de presiune a acoperişului şi de stîlp. Culisarea este mai redusă în cazul stîlpilor moderni cu împănare rapidă, decît la stîlpii vechi cu împănare progresivă; aceeaşi culisare în primul caz corespunde unui lucru rezistent mai ridicat, care se opune lăsării acoperişului.

Caracteristicile geometrice ale stîlpilor sînt normalizate în diferite ţări. Astfel, în Franţa, normele Pr M 81420 din decembrie 1946 prescriu o lungime a stîlpului de $L = 2\ l$ — 0,280 m. Normele germane din 1946 nu diferă de cele franceze, modificări ulterioare aducîndu-se numai stîlpilor lungi. Pentru stîlpii de peste 2,0 m lungime, se recomandă menţinerea aceleiaşi lungimi a părţii superioare şi mărirea lungimii părţii fixe.

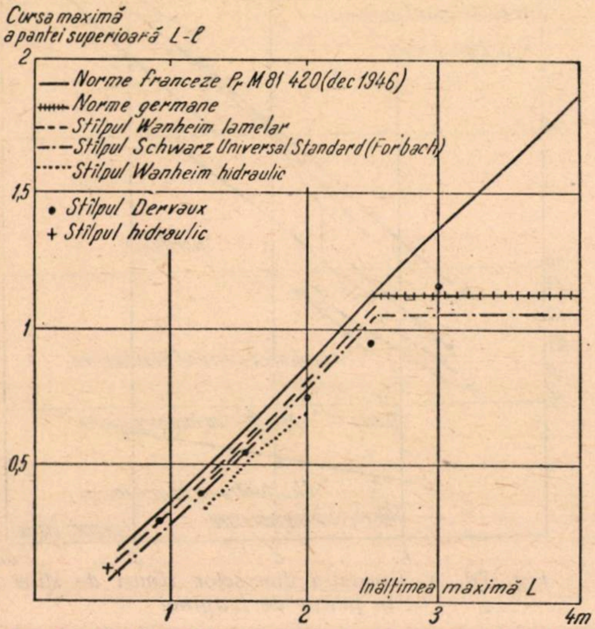


Fig. 70, b. Limitele de reglare a lungimii stîlpilor telescopici.

In fig. 70 *b* se indică unele date asupra posibilităţii de reglare a lungimii stîlpilor. Rezultă că în cazul stîlpilor de construcţie modernă, limitele de reglare a lungimii sînt mai reduse faţă de cele recomandate în prescripţii. Diferenţele sînt mai sensibile în cazul stîlpilor lamelari şi în cazul stîlpilor cu autoîmpănare. Impănarea rapidă a acestor stîlpi însă compensează această inferioritate.

f) **Impănarea la montare.** Pentru a se asigura o stabilitate suficientă stîlpului, aşa cum s-a arătat, la montare trebuie asigurată o împănare iniţială de numai 4—5 t.

Obţinerea acestui efort se realizează cu dispozitive:

a — legate chiar de stîlp: împănare prin pană şi cap mobil (Uerdinger, Wenheim, GHH etc.); împănare prin şurub de presiune (Schwarz etc.); împănare hidraulică (Dowty).

b — separate de stîlp, extensoare: prin serii de pene, prin cremaliere; prin pană orizontală.

Utilizarea lor nu este recomandabilă întrucît produc dezaxarea stîlpului, cu consecinţe foarte grave în ce priveşte comportarea lui sub sarcină.

GRINZI METALICE

Extinderea din ce în ce mai accentuată a mecanizării procesului tehnologic din abataj impune crearea unor spaţii suficient de largi care să permită manevrarea şi deplasarea maşinilor şi mecanismelor cu uşurinţă.

Maşinile moderne de tăiat (haveze, combine, pluguri) impun ca pe culoarul de lucru, în faţa pieptului frontului să nu existe stîlpi de susţinere. De asemenea transportorul trebuie să fie montat pe acelaşi culoar pentru a permite încărcarea directă pe el.

Concepţia modernă de abataj, cere realizarea unei viteze de înaintare a frontului, cît mai mare. Acest lucru atrage după sine reducerea duratei ciclului, respectiv reducerea în special a duratei operaţiilor auxiliare.

Mutarea tuturor mecanismelor şi în special a transportorului, fără demontare, în cîteva zeci de minute, este unul din factorii care au permis realizarea unor viteze mari de înaintare a frontului.

Toate aceste condiţii au impus ca spaţiul de lucru de lîngă front să fie susţinut în consolă, adică numai cu grinda susţinută cu un stîlp, stîlpul fiind amplasat în spatele transportorului spre zona exploatată.

In trecut lemnul era singurul material utilizat pentru confecţionarea grinzilor. Or lemnul dacă are o rezistenţă importantă în direcţia perpendiculară pe fibre, în direcţie transversală această rezistenţă este foarte scăzută. Lemnul rotund sau jumătate este un element iluzoriu de susţinere, realizînd numai un contact liniar cu acoperişul, iar datorită compresibilităţii sale este chiar contra indicat pentru realizarea unui control eficace al acoperişului. Din aceste motive lemnul este înlocuit complet cu oţel, aluminiu sau aliaje uşoare (duraluminiu etc.).

Grinzile metalice utilizate în prezent se încadrează în următoarele tipuri constructive:

a) grinzi lungi plasate pe doi stîlpi, cu o lungime corespunzătoare cu 1—1/2 adîncimi de făgaş;

b) grinzi lungi plasate cu un capăt într-o pilugă săpată sub acoperiş în frontul de cărbune, celălalt capăt fiind rezemat pe un stîlp;

c) susţinere în T, care se poate realiza în trei moduri, cu: grinzi obişnuite; grinzi articulate extensibile; grinzi articulate rigid.

Acest ultim tip capătă o răspîndire din ce în ce mai largă.

Caracteristicile principale impuse de cerinţele unei exploatări raţionale a grinzilor metalice se pot rezuma la următoarele:

— Rezistenţă cît mai mare la deformări atît a corpului grinzii, cît şi a dispozitivului de cuplare (articulaţiei); formă simetrică sau asimetrică a profilului.

Utilizarea formelor simetrice permite răsturnarea cu 180° a grinzii, în acest mod deformările mici ale grinzii se rectifică utilizînd chiar presiunea acoperişului.

In cazul grinzilor confecţionate din aliaje uşoare (duraluminiu) cu rezistenţă redusă la oboseală (sarcini de încovoiere alternativă) utilizarea acestui avantaj nu este posibilă; în acest caz deci se recomandă confecţionarea grinzii de profil asimetric.

— Uşurinţă la montare. Elementul trebuie să poată fi uşor ridicat în articulaţie şi apoi fixat sub acoperiş.

— Greutate redusă. Ridicarea şi manipularea grinzii să poată fi făcută de 1—2 oameni;

— Lipsa pieselor mobile în frecare;

— Dispozitive de prevenire a alunecării grinzii de pe capul stîlpului;

— Inălţime redusă a profilului;

— Posibilitatea devierii în articulaţie a elementului de grindă atît în plan orizontal, cît şi în plan vertical pentru a permite adaptarea ei neregularităţilor acoperişului:

— Uşurinţă la efectuarea răpirii grinzii;

— Preţ de cost minim.

Tendinţa generală care se manifestă în construcţia modernă a grinzilor este reducerea greutăţii lor. Utilizarea grinzilor din aliaje uşoare (duraluminiu) este oarecum frînată de costul ridicat al materialului. Aliajele uşoare prezintă de asemenea, dezavantajul unei rezistenţe reduse la oboseală, ceea ce exclude rectificarea prea numeroasă a profilului grinzii deformată de presiunea acoperişului. Utilizarea grinzilor confecţionate din aliaje uşoare este în general răspîndită în cazul stratelor subţiri.

In ultimul timp se manifestă în general tendinţa de a se confecţiona grinzile din oţel de calitate superioară, ceea ce de asemenea permite reducerea greutăţii elementului.

Greutăţile grinzilor în consolă (lungimea de 1000 mm) confecţionate din diferite calităţi de oţeluri sînt redate în tab. 18.

Tabela 18

Calitatea materialului	Înălțimea profilului, mm	Tipul profilului	Greutatea grinzii, kg
Oțel obișnuit . .	114	profil dublu T	47
Oțel ameliorat .	100	„ „ T	31
Oțel mult ameliorat	100	„ special	21
Aliaje ușoare . .	120	„ dublu T întărit	14

In ceea ce privește alegerea profilului elementului predomină forma închisă (cutie) prezentînd o rezistență ridicată la încovoiere și oboseală. Utilizarea profilului I sau dublu T se restrînge în general pentru stratele subțiri.

In realizarea îmbinării grinzilor în consolă se observă tendința de înlocuire a cutiilor de cuplare cu articulații, fixarea efectuîndu-se cu pene. Articulațiile permit o ușoară montare a grinzii. La ultimele tipuri suspendarea grinzii se poate face numai de către un singur om. La unele construcții folosite în cazul abatajelor cu tăiere cu plug, suspendarea grinzii se efectuează de către un singur muncitor, dinspre zona exploatată, fără a fi nevoie de a trece peste transportor.

Utilizarea grinzilor articulate rigid, a permis ca pe anumite porțiuni din abataj unde acoperișul este mai slab să se introducă grinzi glisante.

O realizare nouă în domeniul confecționării grinzilor, o reprezintă stîlpii cu capul mărit (suprafața mare), grinzile rezemîndu-se pe aceste capete. Mărimea capului stîlpului asigură transmiterea presiunii acoperișului direct pe stîlp, grinda jucînd numai rolul de strîngător.

In ceea ce privește lungimea consolelor, acestea ating 2,5—3,0 m și chiar mai mult.

In cele ce urmează se dau caracteristicile principale ale cîtorva tipuri de grinzi realizate în străinătate și utilizate pe scară largă.

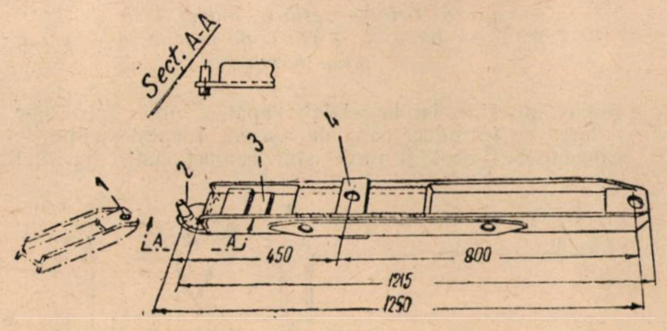


Fig. 71. Grinda GHH

Grinzi din oțel. Grinda „GHH" cu cutie de cuplare (tip ZG) (fig. 71). Corpul elementului este confecționat din fier profilat I, cu înălțimea de 100 mm, lățimea tălpii 80 mm, iar grosimea pereților de 7 mm. Greutatea grinzii este de 20,2 kg/m.

Pentru a mări rezistența la încovoiere a grinzii, pe talpa inferioară se sudează niște plăcuțe, dînd elementului un profil în formă de burtă de pește. In acest mod se realizează o creștere a rezistenței cu aproape 60% pentru o creștere în greutate de numai 18%.

Unul din capetele stîlpului posedă un orificiu (ochi), iar celălalt un cap (pivot) care se asamblează, asamblarea fiind menținută printr-o piesă sub formă de cutie.

Capetele grinzii sînt confecționate din oțel turnat fiind apoi sudate de capul propriu zis.

Cutia de fixare (fig. 72) este confecționată din tablă de oțel, pereții în interior fiind prevăzuți cu două piedici 1, în orificiul cărora la suspendarea grinzii, se introduce cepul. Elementul suspendat se fixează cu două pene.

Din punct de vedere al rezistenței grinzilor de tipul descris mai sus, admițînd o deformație (săgeată) de 10 mm, încărcarea este de:

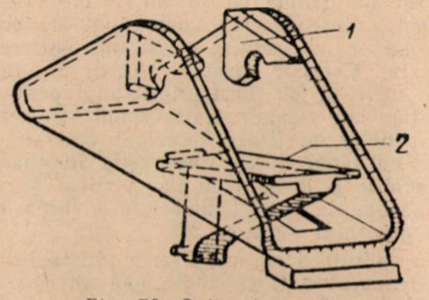


Fig. 72. Cutia de cuplare

grindă obișnuită din O L 37 . . . 13 t;
grindă întărită cu 2 plăci . . . . 21 t;
grindă cu 4 plăci . . . . 37 t.

In cazul confecționării din oțel aliat cu Ni și ameliorat (tratat termic):

grindă profil normal . . . . . . 19 t;
grindă întărită cu 2 plăci . . . . 31 t;
grindă întărită cu 4 plăci . . . . 50 t.

Cuplînd două elemente de cîte 1 m lungime (lungimea consolei fiind de 1,65 m) sarcina admisibilă pe capătul consolei este:

grindă obișnuită profil normal O L 37 . . 2 t;
grindă obișnuită întărită cu 2 plăci . . . 3 t;
grindă din oțel nichel profil normal . . . 3 t;
grindă din oțel nichel întărită cu 2 plăci . 4,5 t.

Tabela 19

Lungimea grinzii, m	Distanța între capetele grinzii la punctul de plasare a stîlpului (vezi fig. 71), mm		Greutatea grinzii, kg	
	a	b	normală	întărită
1,00	375	625	29,5	35,5
1,25	450	800	35,1	42,1
1,40	525	875	38,1	46,5
1,60	600	1 000	42,9	54,1

În tabela 19 se redau caracteristicile grinzilor „GHH" de construcție curentă.

Grinda „Wanversch", tip vechi — 1947, se confecționează din oțel sau duraluminiu (fig. 73).

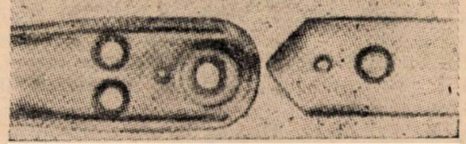


Fig. 73. Grinda Wanversch

Profilul grinzii la început s-a realizat simetric prezentînd avantajul utilizării pe ambele fețe. Complexitatea construcției, greutatea montării și răpirii prezintă dezavantajele principale ale grinzii.

Noul model se confecționează din aluminiu cu profil asimetric. Grinda „Wanversch" din oțel este de profil I, cu înălțimea de 110 mm. Capetele grinzii permit o cuplare articulată în consolă, cu pană. Unul din capete este prevăzut cu o furcă prevăzută cu 4 orificii. Gaura mare servește pentru introducerea bolțului de articulație (bolțul este fixat de grindă cu un lanț). Gaura mică însă servește pentru introducerea unui splint de siguranță. Celelalte două orificii servesc pentru introducerea penelor de fixare. Celălalt capăt al grinzii în formă de inimă este prevăzut cu două orificii unul pentru bolțul de articulație, iar celălalt pentru splint. Prezența bolțului și a penelor de fixare duce la o creștere a greutății grinzii cu circa 5 kg. Construcția îmbinării astfel realizată permite o deviație în plan vertical de circa 6°, iar ținînd seama de spațiul dintre cap și furcă, o deviație în plan orizontal de circa 2,5°.

Utilizarea splintului permite fixarea provizorie a grinzii, împănarea putînd fi executată apoi ulterior.

În tab. 20 se redau caracteristicile tipurilor principale de grinzi „Wanversch" utilizate curent.

Tabela 20

Lungimea grinzii, mm	Greutatea grinzii fără bulon și pene kg	Greutatea grinzii inclusiv a bolțului și penelor, kg
900	39,6	41,9
1 000	42,4	44,7
1 120	45,8	48,1
1 250	49,4	51,7

Grinda „Wanversch" pentru strate subțiri. Este o construcție de model special (fig. 74). Profilul grinzii este închis (cutie) avînd înălțimea de 80 mm. Furca și umărul de îmbinare au aceeași înălțime ca și corpul propriu zis.

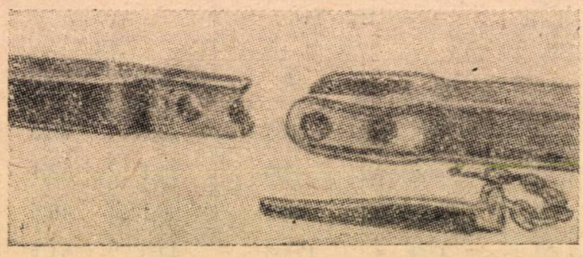


Fig. 74. Grinda Wanversch pentru strate subțiri

Orificiul pentru introducerea bolțului și a penelor de fixare este plasat în axa longitudinală a grinzii. Devierile admisibile în plan vertical și orizontal sînt aceleași ca la tipul descris mai sus. Greutatea grinzii este de 33 kg/m.

Grinda „Brand", model „Schloms" (fig. 75). Este asemănătoare cu primul model Wanversch. Se confecționează atît din oțel, cît și din duraluminiu. Grinda este de profil I, prevăzut cu o serie de plăcuțe de întărire de-a lungul ei, mărindu-i considerabil rezistența sa. Îmbinarea grinzilor se realizează de asemenea prin furcă și inimă. Orificiile pentru introducerea penelor de fixare au formă dreptunghiulară. Pentru suspendarea grinzii se utilizează numai o pană.

Greutatea grinzii de 1,0 m este de 40 kg, iar cea de 1,25 m — 45 kg.

Grinda „Gerlach", model 1949. Corpul stîlpului este confecționat din oțel Thomas călit în apă, de profil special I (fig. 76). Este caracterizat printr-o mare rezistență la încovoiere și răsucire; de asemenea materialul permite efectuarea rectificării la rece. Greutatea grinzilor este cu 25—30% mai redusă ca a celor obișnuite.

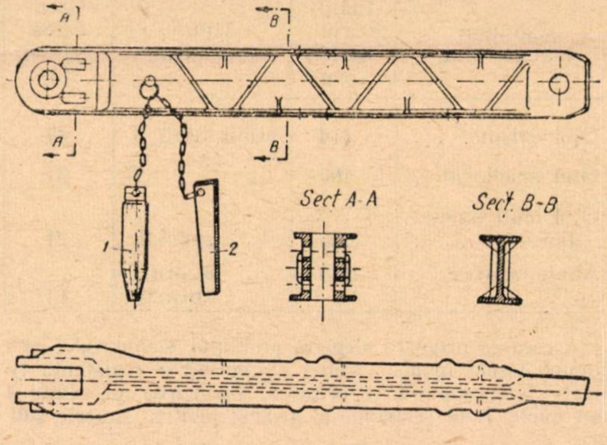


Fig. 75. Grinda Schloms

În dreptul punctului de așezare pe stîlp, grinda este întărită cu 2 garnituri în formă de cutie, fundul cutiei intrînd între aripile stîlpului evitînd alunecarea acestuia sub grindă. La unul din capetele grinzii există o prelungire cu un cioc, iar la celălalt capăt o furcă. Între cioc și furcă se introduce pana de reazem. Lipsește bolțul de articulație. Ciocul și furca sînt confecționate din oțel

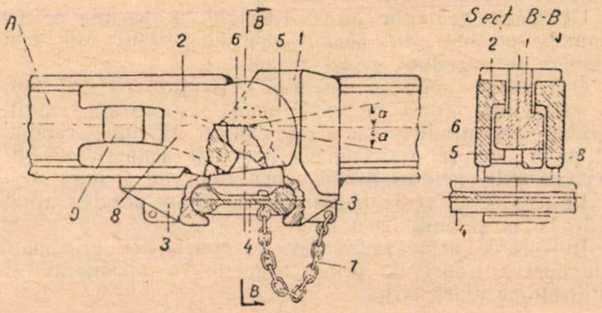
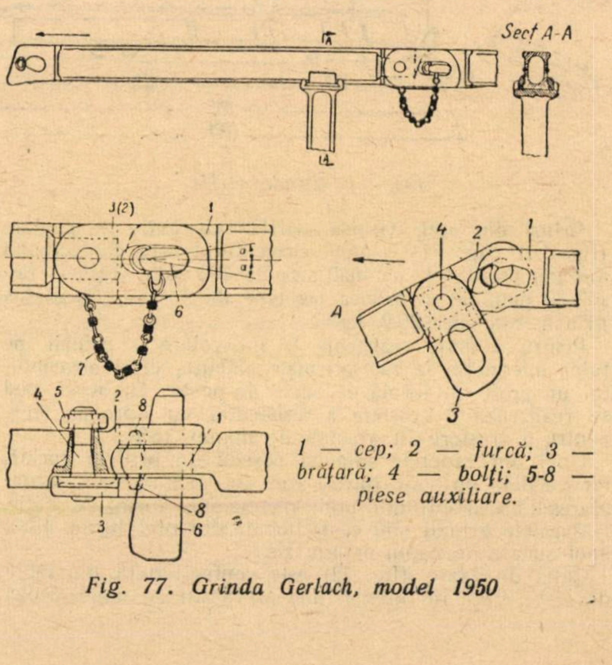


Fig. 76. Grinda Gerlach, model 1949
1 — cep; 2 — furcă; 3 — placă de reazim; 4 — pană; 5-8 — piese auxiliare.



1 — cep; 2 — furcă; 3 — brățară; 4 — bolți; 5-8 — piese auxiliare.

Fig. 77. Grinda Gerlach, model 1950

turnat şi sudate de corpul grinzii. Ciocul este prevăzut cu două ieşituri pe care se reazemă furca.

Avantajul grinzii „Gerlach 1949" este greutatea redusă.

Dimensiunile şi greutatea grinzilor „Gerlach 1949" sînt:

Lungimea, mm	700	800	900	1 000
Greutatea (fără pana de reazim), kg	23	25	27,1	29,2

Grinda „Gerlach" model 1950 (fig. 77) este confecţionată din două profile I sudate formînd un profil închis (cutie). Profilul realizat prezintă o rezistenţă ridicată la încovoiere şi răsucire.

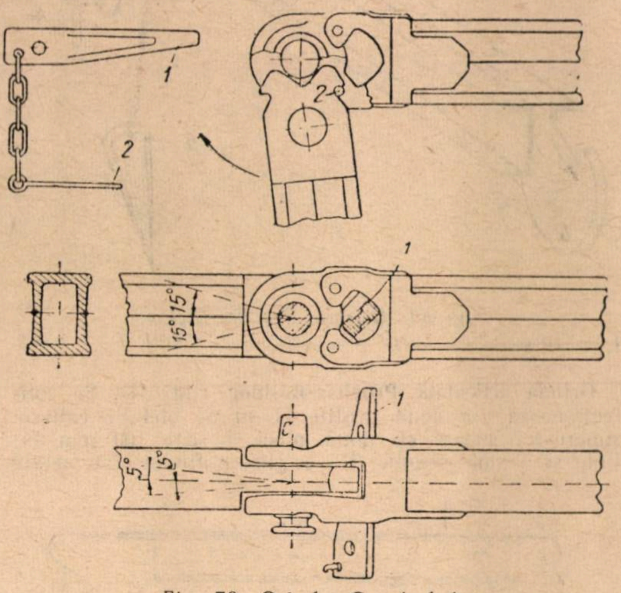


Fig. 78. Grinda Groetschel

Îmbinarea elementelor se realizează prin cioc şi furcă. Poziţia grinzii suspendate se reglează cu ajutorul penei. Spaţiul dintre fălcile furcii şi cioc admit devieri în plan orizontal.

Lungimile şi greutăţile grinzilor realizate de acest tip sînt:

Lungimea, mm	800	900	1 000	1 120	1 250
Greutatea (fără pana de frecare), kg	27,3	30	32,5	35,6	39

Greutatea penei de fixare este de circa 2,4 kg.

Grinda „Grötschel" (fig. 78). Se fabrică în 4 modele: două pentru strate groase şi două pentru strate subţiri.

Model K 100 şi K 110. Profilul grinzilor este închis în formă de cutie, avînd înălţimea de 100 respectiv 110 mm, corespunzător celor două modele. Profilul prezintă o rezistenţă mare la încovoiere şi răsucire.

Caracteristicile mecanice ale celor două profile sînt:

	K 100	K 110
Greutatea, kg/m	25	30,5
W_x cm^3	95	117
W_y cm^3	60	65

Îmbinarea elementelor se realizează şi la aceste grinzi prin furcă şi cioc. Fălcile furcii sînt prevăzute cu mai multe orificii pentru: bolţul de articulaţie; penele de fixare (orificiul de formă eliptică); splinturi (2 orificii).

Grinda fiind construită cu profil simetric, permite utilizarea ei pe ambele feţe.

Pentru uşurarea montării stîlpului şi evitării alunecării acestuia de sub grindă, elementul este prevăzut cu o serie de piedici. Pentru o mai bună fixare a capului stîlpului, piedicile se fixează la 85 mm una de alta. În acest fel, întotdeauna una din piedici intră între aripile capului stîlpului.

Sistemul de îmbinare realizat permite devieri în plan vertical pînă la 15°, iar în plan orizontal de 5°.

Caracteristicile grinzii „Grötchel" model K 100 şi K 110 sînt redate în tabela 21.

Tabela 21

Lung. grinzii, mm / Greutatea, kg.	800	900	1000	1120	1250
K 100	29,5	32	34,5	37,5	40,5
K 110	35	38	41	45	49,4

Greutatea penei de fixare şi a splintului este de circa 2 kg.

Grinda auxiliară „Grotschel" (fig. 79). Lungimea grinzii este de 0,6 m. Se utilizează în cazul acoperişurilor slabe, grinda auxiliară încadrîndu-se în linie cu cea principală. Încărcarea admisibilă la capătul consolei este 1 t.

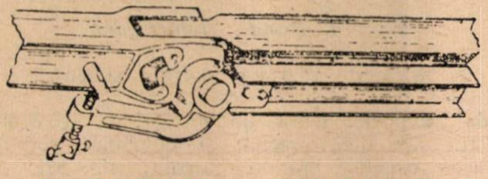


Fig. 79. Grinda auxiliară Groetschel

Grinda „Grotschel", model K 70 şi T 70. Acest tip de grindă se utilizează în cazul stratelor subţiri. Înălţimea grinzii este de 72 respectiv 69 mm, corespunzător celor două modele. Greutatea lor este de 28 respectiv 24 kg, inclusiv bolţul de cuplare.

Grinda model T 70 este confecţionată din oţel profil I cu aripi largi şi inimă groasă.

Grinda „Scheer-Dragon". Grinda este executată din profil I întărit cu plăcuţe, care-i dau o formă de burtă de peşte. Plăcuţele împiedică alunecarea stîlpilor de sub grindă.

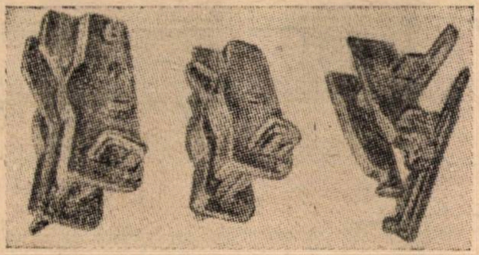


Fig. 80. Cutii de cuplare Scheer-Dragon

Cuplarea elementelor se realizează cu ajutorul unor lanţuri, ceea ce permite o foarte uşoară adaptare la neregularităţile acoperişului; de asemenea acest tip de îmbinare imprimă o elasticitate accentuată grinzii.

Grinda la un capăt este prevăzută cu doi segmenţi de lanţ, iar la celălalt capăt o brăţară mobilă şi pană de fixare.

Fixarea în consolă a elementelor se realizează cu o cutie specială. În fig. 80 se redau cîteva tipuri de cutii de cuplare utilizate pentru îmbinare. După montarea elementului, cutia se îndepărtează, elementele rămînînd legate numai cu segmenţii de lanţ.

Grinda „Heintzmann". Profilul grinzii este închis, în formă de cutie, avînd la un capăt un cioc, iar la capătul opus o furcă fixată cu ajutorul unui bolț, fapt care-i dă o mobilitate în plan orizontal pînă la 6°. Asamblarea și răpirea sînt indicate în fig. 81 Grinda de 1,0 m cîntărește 28,6 kg, nefiind simetrică și deci reversibilă.

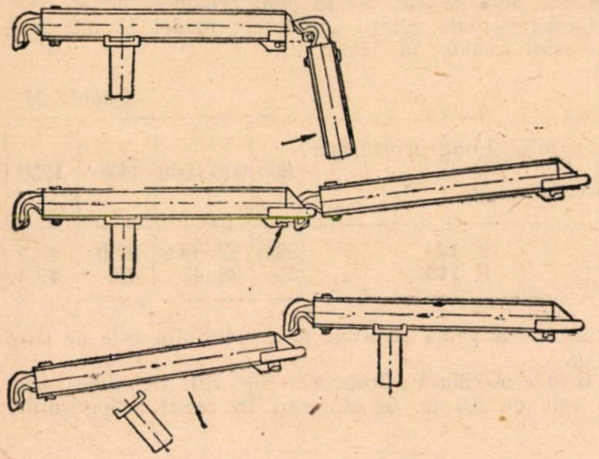


Fig. 81. Grinda Heintzmann

Grinda „Reppel". Acest tip de grindă se confecționează atît din oțel, precum și combinat, corpul din metal ușor, capetele din oțel turnat. (fig. 82).

Grinda „Reppel", model 1947, este executată din oțel profil I, avînd înălțimea de 130 mm. La un capăt grinda este prevăzută cu o furcă, iar la celălalt are sudată o axă de cuplare și o scoabă. Lungimea maximă a grinzii este de 0,8 m.

Primele modele de grinzi erau greoaie, avînd o înălțime de 23 cm, ultimele modele realizate au înălțimea de 12 cm.

Montarea și răpirea se execută ușor.

Sarcinile de rupere, în funcție de lungimea consolei sînt :

25 t pentru o consolă de 0,7 m;
13 t „ „ „ „ 1,5 m;
5 t „ „ „ „ 2,3 m.

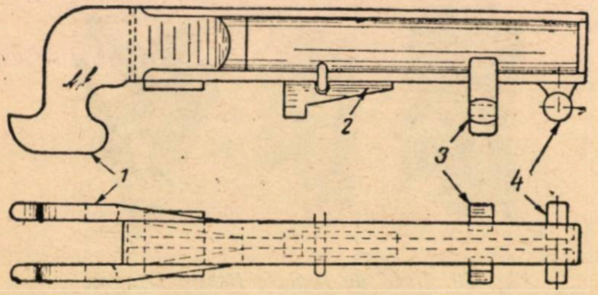


Fig. 82. Grinda Reppel
1 — cioc; 2 piedică; 3 — pinten; 4 — bolți.

Grinda „Reppel" pentru strate subțiri. Grinda în lungime de 50 cm are o greutate de 8 kg. și este prevăzută la ambele capete cu discuri avînd crestături radiale. Orificiul și cepul sînt amplasate în centrele discurilor. Discurile se cuplează între ele, prezenta crestăturilor permite așezarea elementelor în diverse poziții înclinate.

Grinda articulată „Prochar-Ciclop" (fig. 83). Se construiește în două modele — unul ușor altul greu. Corpul se execută din două profile U 10 (tipul normal) sau U 12 (tipul greu), întărite cu plăcuțe de 30 respectiv 36 mm grosime. Ciocul de îmbinare este confecționat din tablă de oțel de 28 mm, respectiv 32 mm grosime. Alunecarea stîlpului de sub grindă se evită prin sudarea pe talpa inferioară a grinzii a unor piedici. Sistemul de îmbinare permite o deviere în plan orizontal de ± 8°. Lungimea grinzii este de 1,0 m, cîntărind 32 kg/m (tipul normal) respectiv 43 kg/m (tipul greu).

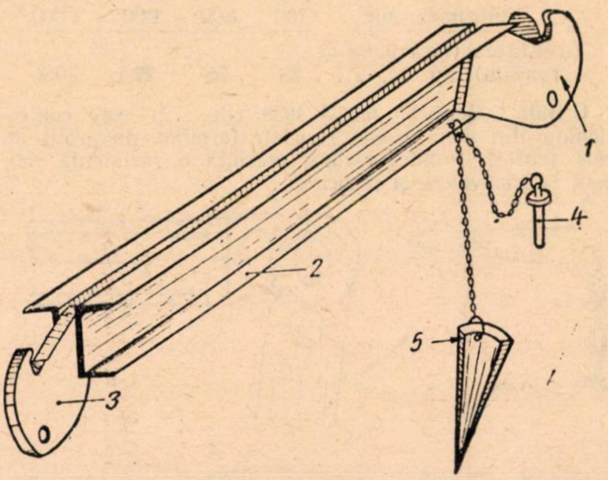


Fig. 83. Grinda Prochar-Ciclop
1 — furcă; 2 — corp; 3 — cep; 4 — șplint; 5 — pană.

Grinda articulată Prochar-Bulldog (fig. 84). Se confecționează din două profile U 10 de oțel de calitate superioară sudate cu două plăci de cîte 100 mm lățime și 5 mm grosime. Pe aripile profilului sînt sudate fălcile furcii, respectiv ciocul, confecționate din tablă de oțel de 15 mm grosime. Îmbinarea se realizează cu bolțuri de articulație avînd diametrul de 30 mm și cu pene de fixare.

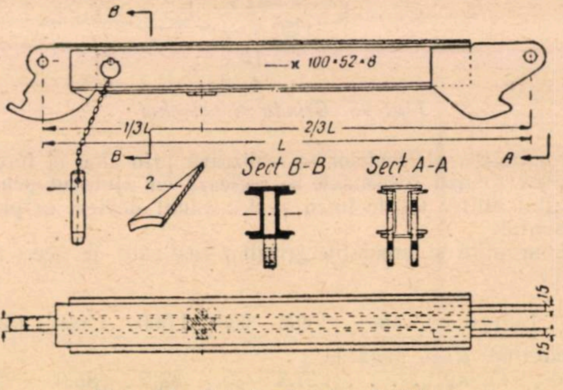


Fig. 84. Grinda Prochar-Bulldog

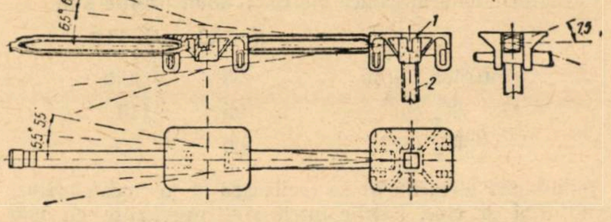


Fig. 85. Grinda și capul amovibil Schubert

Stîlpul se montează la o treime din lungimea grinzii. Sarcina pe care o poate suporta grinda fără deformații este de 7 t/m, repartizată uniform de-a lungul grinzii, iar sarcina de rupere este de 14 t/m.

Grinda și capul detașabil de stîlp tip „Schubert", (fig. 85). Este un sistem nou care merită atenție, mai ales pentru abataje cu deschideri între rîndurile de stîlpi de 1,0 m.

Caracteristica acestei grinzi constă în faptul că două grinzi alăturate se îmbină prin intermediul capului amovibil sub care se plasează stîlpul. Datorită marei sale suprafețe portante, placa asigură și ea singură o susținere bună a acoperișului. Imbinarea plăcii cu stîlpul este realizată prin intermediul unui dispozitiv cu rotulă, fapt care permite susținerea în cazul unui acoperiș neregulat sau în mișcare. In caz de surpare, grinzile se răpesc înainte de răpirea stîlpilor, iar aceștia cu plăcile în cap vor constitui o linie perfectă de stîlpi în orgă, care asigură surparea.

In ultimul timp s-au întreprins studii în vederea creării unei grinzi de greutate minimă și de rezistență maximă. Aceasta se impune în cazul grinzilor ținînd seama că la fiecare montare minerul trebuie să o ridice și să o susțină pînă la fixare. Este indicat de a se utiliza pentru asemenea construcții, oțelurile speciale, de oarece la aceeași rezistență acestea permit o reducere a greutății cu pînă la 50%, față de oțelurile obișnuite.

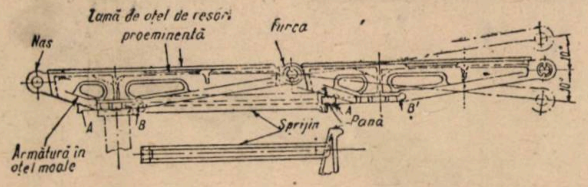


Fig. 86. Grinda articulată tip Aigle

In acest sens s-a realizat grinda metalică precomprimată, articulată tip „Aigle" (fig. 86). Grinda avînd o lungime de 80 cm cîntărește 23 kg, fiind capabilă să suporte o sarcină de 60 t.

O lamă de oțel de resort, este plasată la partea superioară a grinzii, fiind sudată numai la capete. Această lamă este supusă inițial la o preîntindere, pentru ca ulterior să exercite asupra corpului grinzii o compresiune excentrică, ale cărei efecte compensează parțial pe cele ale momentelor încovoietoare. Rigiditatea grinzii se obține printr-un braț separat din oțel moale. Această grindă este caracterizată nu numai prin greutate redusă și rezistență ridicată, ci și prin rigiditatea sa.

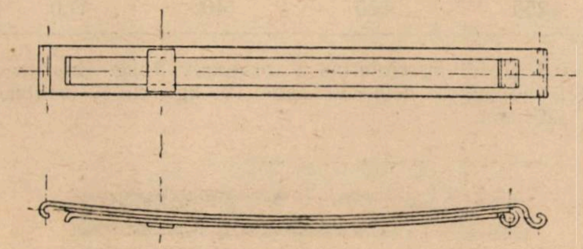


Fig. 87. Grinda din lamele de arc

Un alt tip de grindă construită din oțel special, — oțel de arc — silico-manganos, tratat, atingînd o rezistență de 130—140 kg/mm² este grinda elastică din fig. 87.

Menținîndu-și totala elasticitate grinda poate admite o deformație de 20—25° față de orizontală.

Curbura inițială a grinzii impune ca la montare să se dea un efort de împănare inițial de 3—4 t pentru a se asigura lipirea pe întreaga suprafață a grinzii de acoperiș. Lățimea grinzii este de 120—150 mm, prezentînd o suprafață portantă suficient de eficace, utilă în special în cazul acoperișurilor slabe.

Flexibilitatea sa permite utilizarea ei și în cazul unui acoperiș neregulat.

Presiunea acoperișului se manifestă numai pe suprafața capului stîlpului, repartizîndu-se uniform pe acesta.

Greutatea redusă, precum și înălțimea mică (40 mm) fac ca acest tip de grindă să fie indicat pentru stratele subțiri. Sarcina suportată în consolă este de 2—3 t.

Grinzi din aliaje ușoare. Una din soluțiile adoptate pentru realizarea grinzilor de greutate redusă este confecționarea lor din aliaje ușoare (duraluminiu). Incepînd din anul 1948 utilizarea acestor grinzi a căpătat o răspîndire mereu crescîndă.

Aliajele ușoare (duraluminiu) au un modul de elasticitate de 3 ori mai redus ca oțelul. Profilele cu aceleași moment de inerție prezintă o încovoiere de 3 ori mai mare.

Tabela 22

Materialul	Prelucrarea	Săgeata mm	Sarcina t		Numărul de îndoiri
			minimă	maximă	
Duraluminiu	Călire la rece	20	43,1	52,9	19
Oțel 50,11	Fără prelucrare termică	20	41,0	48,0	48
Oțel 50,11	Prelucrarea termică obișnuită	20	41,5	50,4	76
Oțel 50,11	Obosire artificială	20	46,4	52,4	22

Grinzile de oțel, așa cum s-a arătat mai sus, permit o construcție simetrică, pe cînd cele din aliaje ușoare sînt asimetrice, din care cauză după cîteva rectificări la rece, obosesc și se rup.

In tab. 22 se dau rezultatele comparative ale sarcinilor admisibile pe grinzi pentru o săgeată dată, precum și numărul de îndoiri ale elementului pînă la rupere.

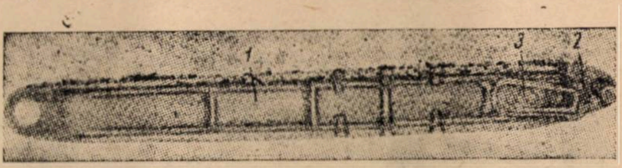


Fig. 88. Grinda din duraluminiu GHH

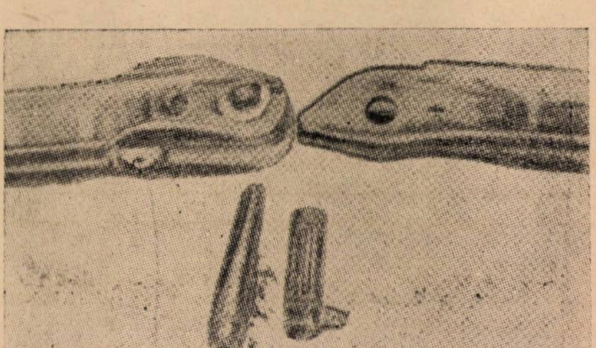


Fig. 89. Grinda Wanversch

Incercările la încovoire s-au efectuat cu încărcarea la mijloc a grinzii și cu distanța între reazeme de 600 mm, în mod analog cu acela folosit la încercările de materiale.

Grinda „GHH" are corpul confecţionat, ca şi în cazul grinzii din oţel, din profil I (fig. 88). Imbinarea elementelor se realizează la fel ca la tipul construit din oţel. Rezistenţa de calcul a grinzii corespunde rezistenţei grinzii de oţel întărite.

Grinda „Wanversch". Din punct de vedere constructiv se aseamănă cu tipul executat din oţel. Noul model construit diferă prin faptul că are sistemul de îmbinare (furca) întărit şi penele mai bine prelucrate. Capetele stîlpului sînt mai rotunjite, furca fiind prevăzută numai cu 2 orificii în loc de 4 (fig. 89). De asemenea corpul este întărit cu coaste laterale.

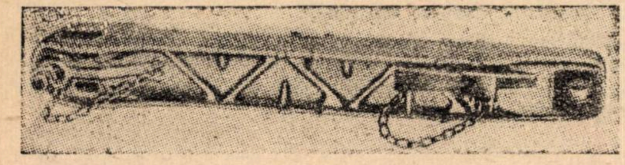


Fig. 90. Grinda Schloms

Corpul grinzii este confecţionat din aliaj de Al-Cu-Mg, piesele de cuplare fiind executate din oţel turnat. Avantajele pe care le prezintă modelul (profil asimetric) sînt:

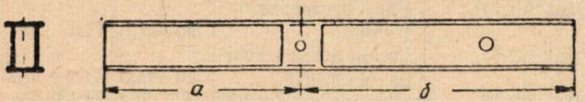


Fig. 91. Grinda Scheer-Dragon

— suportă mai bine presiunea acoperişului de oarece aderă mai bine de el;
— fixarea grinzii se face numai cu o singură pană;
— furca este mai rezistentă (are două orificii în loc de patru);
— rezistă fără deformaţii permanente la o sarcină de 5,4 t/m. Ruperea se produce sub o sarcină de 8,5 t/m.

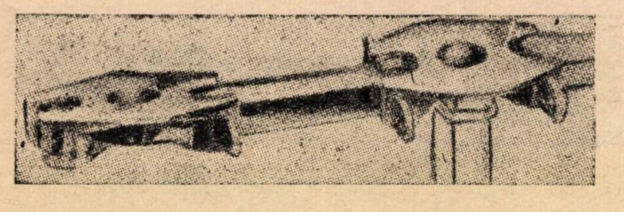


Fig. 92. Grinda şi capul amovibil Schubert din aliaj uşor

In tabela 23 se dau datele caracteristice ale principalelor dimensiuni de grinzi utilizate.

Tabela 23

Lungimea, mm	Greutatea, kg	Greutatea bolţului şi piesei de ansamblare	Greutatea totală, kg
900	14,9	4,4	19,3
1000	16,6	4,4	21
1120	18,6	4,4	23
1250	20,6	4,4	25

Grinda „Schloms" (fig. 90). Este de construcţie simetrică, corpul grinzii fiind întărit cu coaste laterale. Bolţul şi pana de cuplare se execută din oţel. Admite o deviere în plan orizontal de la +20° la —12°.

Fălcile grinzii sînt prevăzute cu două orificii pentru pene. In cazul introducerii penelor în orificiul superior este posibilă susţinerea cu 2—3 elemente cuplate cu stîlpii aşezaţi numai la cele două capete.

Grinda „Scheer-Dragon" (fig. 91). Este construită cu profil închis, ceea ce îi imprimă o rezistenţă mare la încovoire şi răsucire. In tab. 24 se dau principalele date caracteristice ale dimensiunilor uzuale.

Grinda Heinztmann. Este de profil închis avînd înălţimea de 105 mm, lăţimea de 86 mm şi greutatea de 11,5 kg/m. Celelalte date constructive sînt similare grinzii din oţel.

Grinda „Prochar". Se execută după modelul „Bulldog", de 0,9 m lungime şi 18 kg greutate (fără pană şi bolţ).

Grinda şi placa detaşabilă „Schubert" (fig. 92). Este asemănătoare construcţiei din oţel; are lungimea de 0,8 şi 1,0 m, cîntărind 6 respectiv 9 kg. Greutatea plăcii (capului) detaşabil este 10 kg, cu o înălţime de 120 mm.

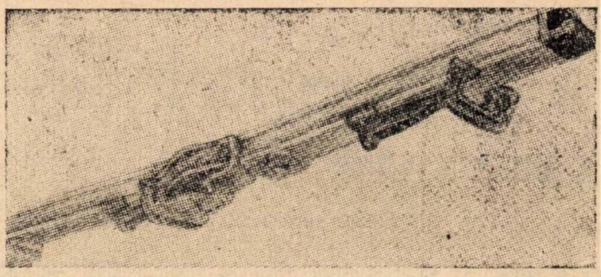


Fig. 93. Grinda combinată Reppel

Tabela 24

Lungimea, mm	Distanţa de la capetele grinzii la punctul de montare al stîlpului, mm		Greutatea kg
	a	b	
800	400	400	12,5
900	500	400	13,6
1000	600	400	14,7
1120	720	400	15,8
1250	850	400	17,0

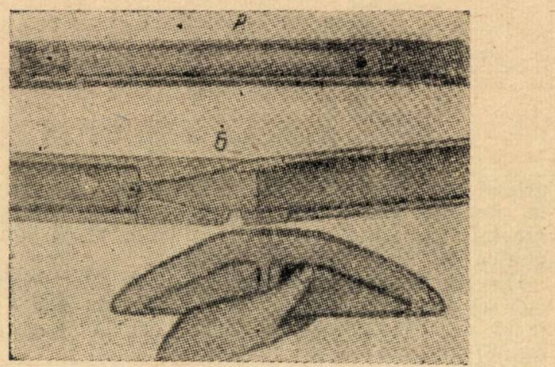


Fig. 94. Grinda combinată GHH

Construcţia capului detaşabil permite o deviere a grinzii în plan vertical de la +30° la —15°.

Grinzi combinate. Grinzile combinate se confecţionează cu corpul din aliaj uşor — capetele din oţel turnat

Din punct de vedere constructiv sînt asemănătoare celor construite din oţel sau duraluminiu.

Astfel s-au realizat grinzile „Grötschel", „Reppel" (fig. 93) şi „GHH", model TG (fig. 94) etc.

SUSŢINEREA SPECIALĂ

În cazul dirijării acoperişului prin surpare totală sau parţială, pentru dezvoltarea liniei de rupere este uneori necesar de a se monta o susţinere mult mai puternică ca cea din spaţiul de lucru al abatajului.

Înlocuirea lemnului prin oţel pentru a se obţine o susţinere mult mai rigidă a condus evident şi la înlocuirea stivelor de lemn (rotunde sau ecarisate) care formau linia de susţinere specială, cu o susţinere metalică.

În acest sens s-au introdus stivele rigide din şine de cale ferată, precum şi a aşa zişi pereţi în orgă.

Experienţa utilizării stivelor de şină permite să se tragă următoarele concluzii :

— introducerea stivelor metalice demontabile este raţională şi economică, obţinîndu-se în afară de o susţinere rezistentă, o economie de lemn şi muncă şi chiar şi o reducere a preţului de cost al cărbunelui. Stivele metalice se pot folosi în strate cu grosimi cuprinse între 0,5—3,0 m. Ele sînt indicate mai ales în cazul unui acoperiş tare şi stabil, chiar la presiuni mari de surpare;

— cele mai bune rezultate le dă folosirea de stive metalice, pe linia de tăiere a acoperişului, combinată cu susţinerea cu stîlpi metalici.

Stivele metalice folosite ca susţinere tăietoare trebuie să prezinte o rezistenţă suficient de mare. În acelaşi timp, o oarecare elasticitate a stivei, obţinută prin introducerea unor elemente de lemn, are şi ea o serie de avantaje, ca :

a) în fronturile lungi unde apar sarcini importante o oarecare elasticitate a susţinerii în scopul reducerii încărcării respectiv uşurării condiţiilor de funcţionare, este utilă şi necesară ;

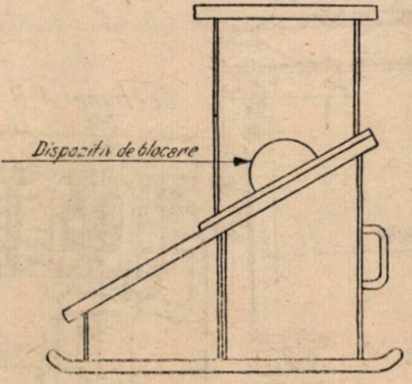


Fig. 95. Schema de principiu a pereţilor de orgă

b) pentru ca presiunea acoperişului să fie preluată de întreaga susţinere a abatajului, rezistenţa şi elasticitatea stivelor şi a susţinerii din front trebuie să fie în strînsă legătură ;

c) la prezenţa în stivă a unor elemente de lemn compresibile, sarcina se repartizează mai uniform în toate colţurile stivei, lucru important la acoperişurile tari.

Stivele din şine se alcătuesc din şine tip 18 şi 24 kg/m, care la o lăţime de 0,5 m prezintă o capacitate portantă de 280—400 t, la o greutate a stivei de 200—300 kg.

În ceea ce priveşte pereţii de orgă, schema de principiu a funcţionării lor este redată în fig. 95. Modelul realizat în U.R.S.S. este MOS-1, iar în occident „MECAPILL 6" şi „Wanderwald".

Partea inferioară a piesei (fig. 96) este alcătuită în formă de sanie, putînd fi trasă de către un troliu pe culcuşul abatajului. Partea superioară are o înclinare de 39^0 faţă de orizontală fiind construită în formă de jgheab.

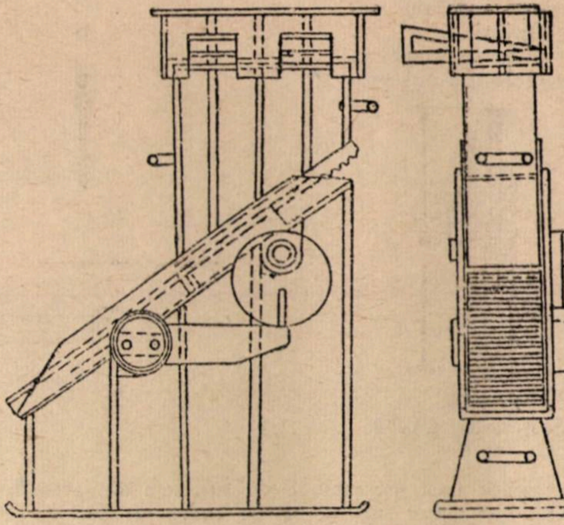


Fig. 96. Peretele de orgă MOS-1

Piesa superioară se cuplează de cea inferioară prin intermediul unei cremaliere plasate în jgheabul amintit. Partea de sus a piesei superioare este alcătuită în forma unei cutii de sprijin care poate fi fixată cu ajutorul unor piese.

Înălţimea acestui element este de 1,2 m şi se montează în frontul de abataj în mod analog stivelor. Sarcina portantă maximă este de 300 t, iar comprimarea ajunge la 230 mm. Folosirea acestui sistem de susţinere a permis reducerea consumului de lemn de la 28 la 17,14 m³/1000 t, iar volumul manoperei de la 81,0 la 23,5 posturi/1000 t.

Faţă de stivele metalice demontabile, aceste elemente sînt mai rezistente şi rigide, eliberarea lor de sub sarcină fiind mai uşoară, iar pierderile de metal mai mici.

SUSŢINEREA CU CADRE DEMONTABILE ŞI CU CADRE MOBILE

Susţinerea în cadre metalice demontabile este avantajoasă nu numai prin faptul că toate elementele susţinerii sînt similare ca rezistenţă şi durată de funcţionare, dar şi prin faptul că acest tip de susţinere asigură aplicarea unei mai rigide organizări a muncii şi a unei susţineri mai sigure în frontul de abataj.

Tipul KUS-1 este indicat pentru fronturile de abataj dotate cu plug. Ca stîlp se foloseşte un stîlp SGK-2, la capătul căruia se sudează un dispozitiv de aşezare şi fixare a grinzii. Deoarece acest tip de susţinere s-a dovedit a fi greoi, s-a elaborat tipul KUS-2, cu înălţimea de 625—1070 mm, cu o sarcină portantă de 35 t pe stîlp. Particularitatea acestui tip constă în folosirea grinzii din elemente articulate, fiecare element rezemîndu-se pe un stîlp.

Încercările au arătat insuficienta rezistenţă a construcţiei, cu toate că lucrul cu acest tip de susţinere s-a dovedit comod.

Alte tipuri asemănătoare sînt tipul KSV-49 (fig. 98) şi tipul KPK-4, realizat special pentru condiţiile stratelor din bazinul Moscovei, dar care nu a corespuns.

Dintre alte tipuri încercate, tipul KVP-2 (fig. 97) este singurul care poate înlocui susţinerea în lemn în cazul fronturilor dotate cu combină, reducînd consumul de lemn şi mîna de lucru (pe contul excluderii unei părţi din transportatorii de lemn). Îmbunătăţirile viitoare ale acestui tip trebuie să se refere în special la determinarea profilului optim al grinzii.

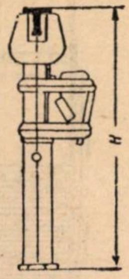


Fig. 97. Susţinerea KVP-2

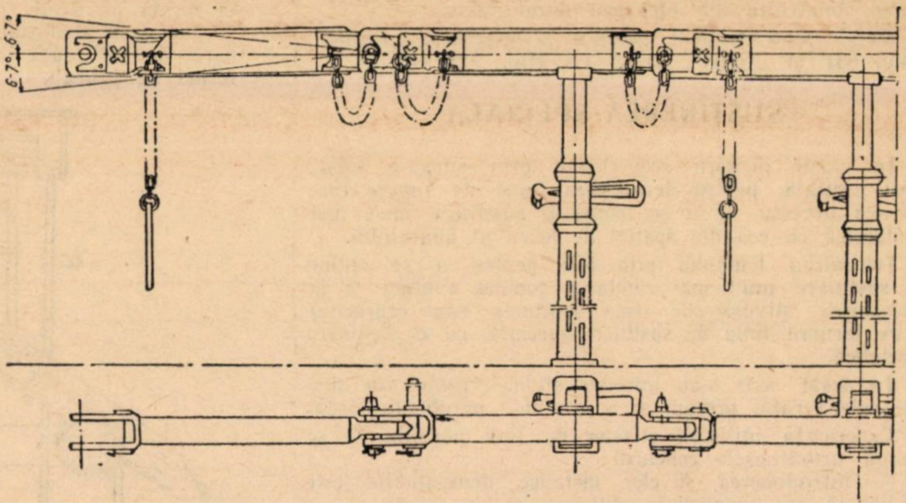


Fig. 98. Cadrul de susţinere KSV-49.

Introducerea combinelor de cărbuni a pus problema creării unei noi metode de susţinere din această necesitate a apărut susţinerea cu cadre mobile.

Principalul avantaj al acestei susţineri îl constituie deplasarea cadrului fără demontare, ceea ce reduce cu mult complexitatea procesului de susţinere. De asemenea, în timpul mutării unei părţi a cadrului, acoperişul este susţinut de celelalte elemente al lui, fapt care crează condiţii optime de susţinere a acoperişului, mai ales în bazinele de tipul celui din regiunea Moscovei, cu acoperiş uşor deformabil.

Tipul elaborat de Ghiprouglemaş „KPK-1" constă din două părţi succesive mobile. Partea anterioară este în formă de cadru metalic cu grindă de şină şi doi stîlpi SGK-2 la capete. Partea posterioară are forma de T constînd dintr-o grindă scurtă ce se reazemă pe ambele laturi de grinzile susţinerii anterioare, în lungul cărora se deplasează şi dintr-un stîlp SGK-2 plasat în mijlocul grinzii de care se cuplează printr-o articulaţie. Acest tip iniţial a fost ulterior perfecţionat, ajungîndu-se la tipul KPK-3 m (fig. 99), cu o greutate de 430 kg.

Folosirea acestui tip de susţinere a permis mărirea productivităţii muncii cu 23% şi reducerea consumului de lemn cu 32%. La început grinda scurtă se fixează

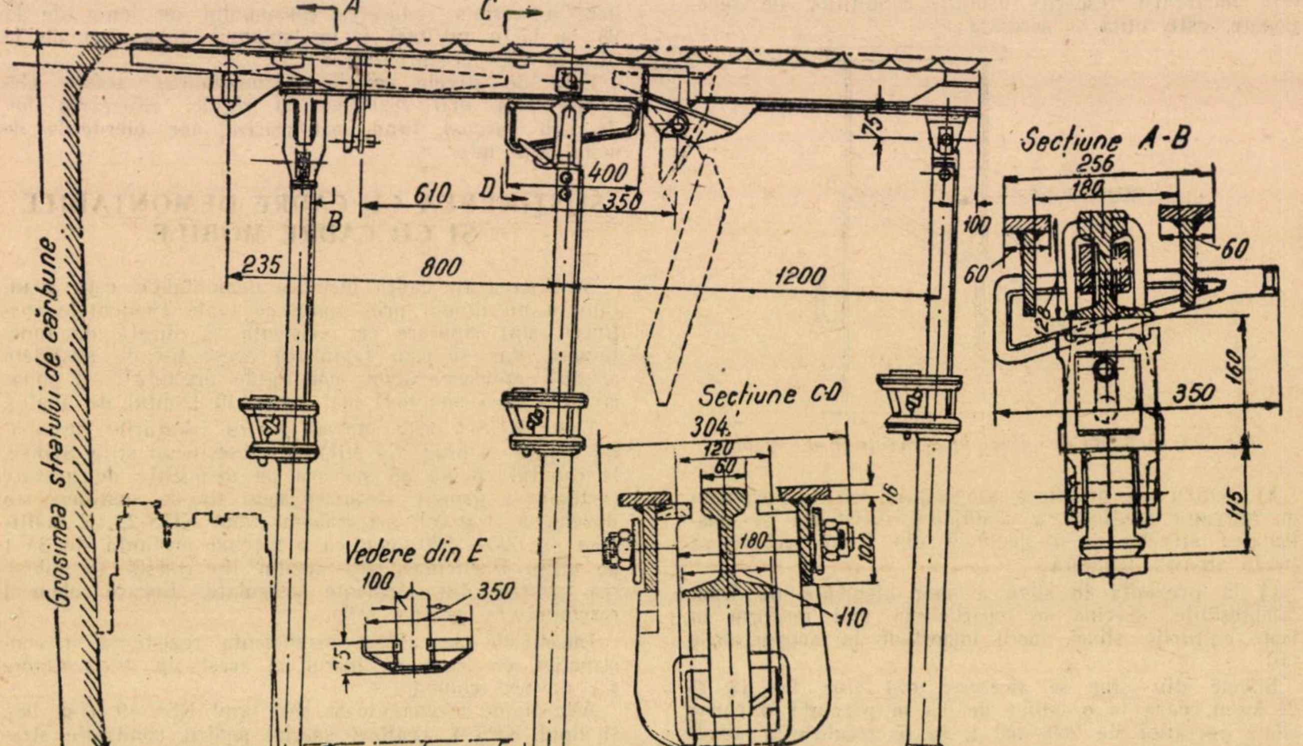

A
C
75
Secţiune A-B
256
180
60
60
128
160
350
115
400
610
D
350
B
100
235
800
1200
Grosimea stratului de cărbune
Secţiune C-D
304
120
60
16
180
100
110
75
Vedere din E
100
350
75
Transportor
SK-20
E
110

Fig. 99. Susţinerea din cadre mobile tip KPK-3 m

sub acoperiş cu ajutorul stîlpului ; apoi, cei doi stîlpi anteriori se descarcă de presiunea din acoperiş şi întregul cadru se împinge manual spre front, unde stîlpii ridică grinda şi o fixează. După aceasta, porţiunea posterioară a susţinerii (grindă şi stîlp) se slăbeşte şi se aduce lîngă cadrul plasat în noua poziţie.

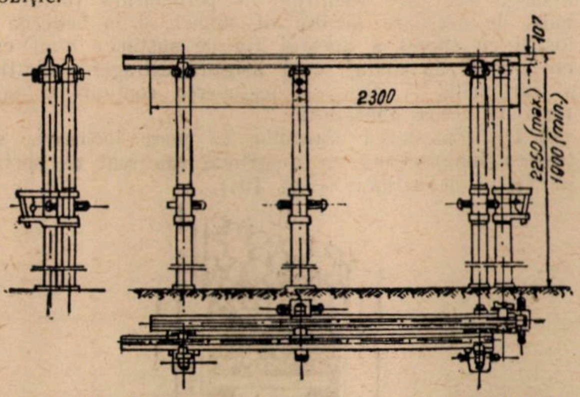

407
2300
2250 (max.)
1000 (min.)

Fig. 100. Susţinerea din cadre mobile tip KPKL

Susţinerea cu cadru mobil, tip KPKL, (fig. 100), constă din două cadre alăturate, mobile, legate între ele. Fiecare cadru este compus din grindă şi din doi stîlpi. In cadrul anterior, stîlpii sînt plasaţi la capetele grinzii, iar în cadrul posterior unul la un capăt şi celălalt la mijlocul grinzii. Prin deplasarea pe rînd a celor două cadre, se obine o deplasare a întregii susţineri. Acest tip de susţinere a permis reducerea consumului de lemn cu 35%.

Pentru condiţiile din Donbass s-a propus un tip nou, KMK-2, ce constă (fig. 101) dintr-o grindă metalică I şi trei stîlpi cu capete ce se rotesc în jurul axei stîlpului. Grinda este construită în mod special, astfel că o parte din ea joacă rolul de şină de ghidaje. Inainte de trecerea havezei, stîlpul anterior se descarcă de presiune şi se deplasează pe grindă în spate, lîngă stîlpul central şi în acest timp acoperişul de deasupra havezei este susţinut de porţiunea în consolă a grinzii. După trecerea maşinii, acest stîlp este readus în poziţia iniţială, formînd din nou cadrul cu grindă pe trei stîlpi.

Deplasarea cadrului într-o nouă poziţie începe cu demontarea stîlpului posterior, care este adus lîngă stîlpul central. In această poziţie, adică cu toţii stîlpii fixaţi şi susţinînd acoperişul, se începe deplasarea grinzii. La început se desfac penele, grinda coboară şi este împinsă pe 900 mm spre frontul de lucru. In noua poziţie, stîlpul posterior mutat la mijlocul grinzii este adus în poziţia de lîngă front.

Succesul aplicării cadrelor mobile este condiţionat de rezistenţa tălpii. Incercările efectuate impun alegerea unui profil mai adecvat al grinzii. Cu toate rezultatele pozitive obţinute pînă în prezent, modernizarea susţinerii cu cadre mobile rămîne încă o problemă deschisă.

Susţinerea mecanizată a abatajului

Tipurile de susţineri de abataj examinate mai sus prezintă o serie de neajunsuri importante ca :

a. Toate operaţiile de montare şi deplasare a elementelor susţinerii se efectuează manual.

b. Susţinerea nu asigură completa menţinere a rocilor acoperişului şi necesită montarea de stîlpi suplimentari pentru a permite deplasarea susţinerii principale din spre surpătură spre frontul de abataj.

c. Susţinerea nu asigură o mărire normală a capacităţii maşinilor de abataj. Datorită greutăţii cu care se realizează atît montarea, cît şi deplasarea susţinerii metalice, operaţia de susţinere rămîne în cazul

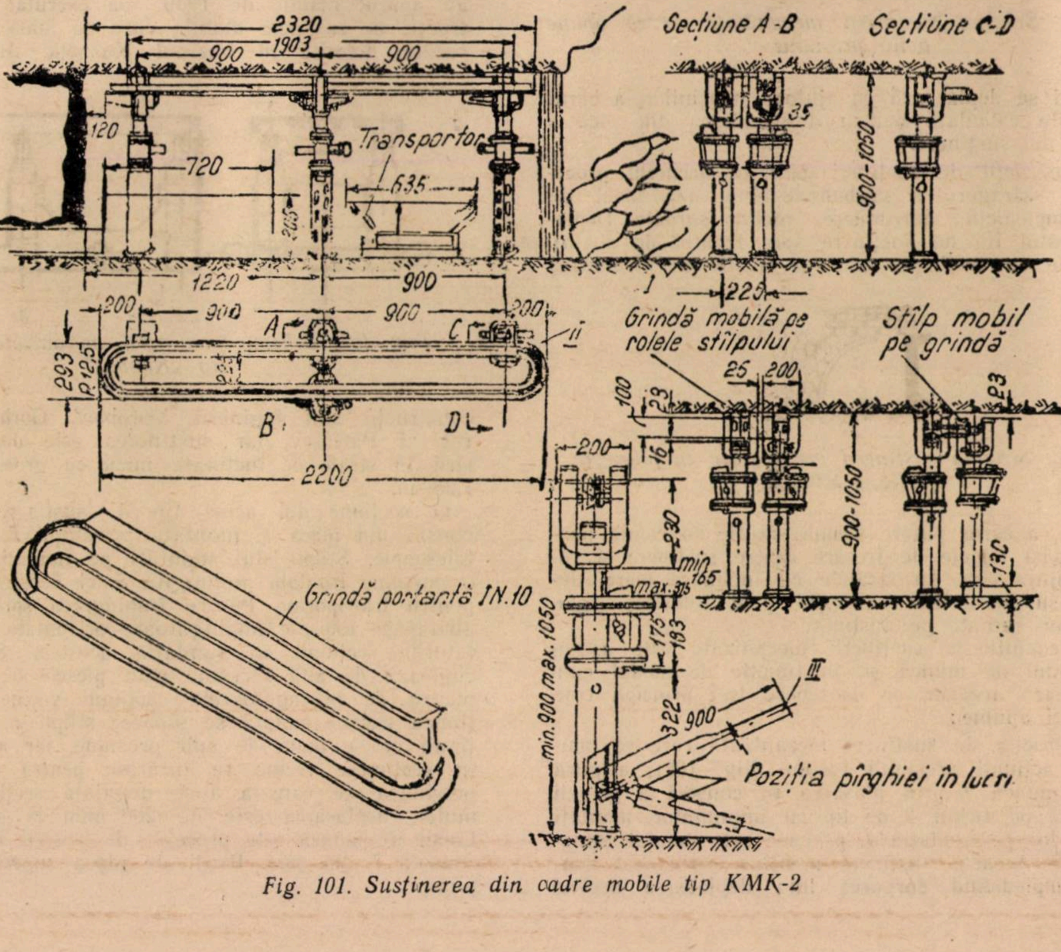

2320
1903
900
900
120
720
Transportor
635
265
1220
900
200
900
900
200
II
A
C
293
R125
B
D
2200
Grindă portantă IN.10
Secţiune A-B
Secţiune C-D
35
900-1050
I
225
Grindă mobilă pe rolele stîlpului
Stîlp mobil pe grindă
25
200
100
23
93
200
16
900-1050
130
230
min. 165
max. 315
175
193
min. 900 max. 1050
III
322
900
Poziţia pîrghiei în lucru

Fig. 101. Susţinerea din cadre mobile tip KMK-2

extragerii cu haveze sau combine în urma operaţiei de abataj.

d. Construcţiile de susţineri metalice necesită continue modernizări şi perfecţionări.

Pentru înlăturarea acestor neajunsuri, s-au imaginat construcţiile de susţineri mecanizate. Sub denumirea de susţinere mecanizată de abataj se cuprinde acel complex de susţinere, care, realizat în secţii aparte, asigură efectuarea muncii, exclude munca manuală şi permite o maximă folosire a maşinilor şi mecanismelor de abataj. Această susţinere trebuie să aibă posibilitatea să se deplaseze pe secţiuni, pe măsura înaintării frontului de abataj, împreună cu maşinile sau mecanismele de abataj, fie cu ajutorul unui motor, montat pe secţia de susţinere — în interiorul ei — fie sub acţiunea greutăţii proprii şi a greutăţii rocilor surpate în spatele susţinerii.

Dezvoltarea construcţiilor mecanizate de susţinere permite clasificarea tuturor construcţiilor în două grupe principale, ce se deosebesc prin modul în care acţionează asupra rocilor din acoperi şi din culcuş.

I. Construcţii de susţinere care asigură stabilitatea rocilor din acoperiş, deasupra locului de muncă. Aceste construcţii se deplasează cu ajutorul maşinilor, a căror putere este calculată pentru desprinderea din rocă a secţiunii de susţinere.

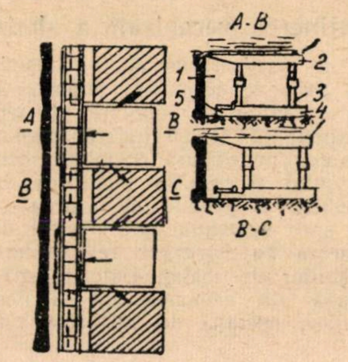


Fig. 102. Schema susţinerii mecanizate ce se opune activ presiunii

II. Construcţii de susţineri care în decursul procesului de extragere a cărbunelui limitează locul de muncă, împiedicînd pătrunderea rocilor surpate. Deplasarea acestui tip de susţinere spre frontul de abataj, în stratele cu înclinare mică şi medie se efectuează cu maşini, a căror putere trebuie să fie suficientă pentru a depăşi forţele de frecare dintre susţinere şi rocile înconjurătoare. In stratele cu înclinare mare, deplasarea susţinerii se realizează prin folosirea greutăţii rocilor surpate pe susţinere.

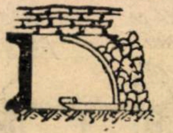


Fig. 103. Schema susţinerii mecanizate ce foloseşte efectiv presiunea

Prima condiţie a susţinerii mecanizate este asigurarea locului de muncă şi, în funcţie de modul cum se efectuează aceasta, se deosebesc trei principii constructive şi anume:

1. Construcţia de susţinere mecanizată care se opune activ acţiunii presiunii rocilor (fig. 102), asigură locul de muncă *1* prin plasarea în consolă a grinzii *2*, montată pe stîlpii *3* de tip cu împingător, montaţi la rîndul lor pe fundaţia *4*, pe care este montat transportorul *5*. Această susţinere menţine permanent acoperişul, împiedicînd surparea lui; deplasarea acestui tip de susţinere se face pe secţii, pe măsura extragerii cărbunelui.

2. Construcţia de susţinere mecanizată care foloseşte efectiv presiunea rocilor, asigură locul de muncă prin peretele din spate, plasat la o anumită înclinare faţă de peretele frontului de abataj (fig. 103). Această susţinere menţine în permanenţă rocile surpate, de deasupra locului de muncă şi în vederea folosirii cu succes a acestui tip de susţinere s-au creat noi maşini de abataj, care asigură extragerea continuă a cărbunelui şi deci şi deplasarea continuă a susţinerii în urma abatajului.

3. La exploatarea stratelor cu mare înclinare, susţinerea funcţionează ca o grindă sau scut ce sprijină pe stîlpii de cărbune (fig. 104).

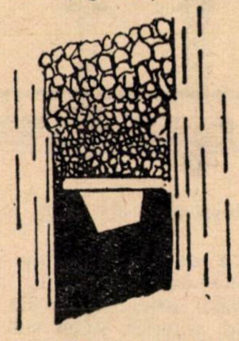


Fig. 104. Schema susţinerii mecanizate pentru strate cu înclinare mare

Vom analiza succesiv cele trei tipuri principade de susţineri mecanizate:

După cîteva propuneri pentru construirea de susţineri mecanizate, ce nu folosesc presiunea rocilor, propuneri neexperimentate pe scară industrială şi care au apărut înainte de 1939, s-a executat prima construcţie de susţinere mobilă care nu foloseşte presiunea rocilor, folosită în bazinul Kuzneţk. Autorii acestei construcţii sînt inginerii Vorobiev, Gorhacev, Kuvarev şi Patruşev, iar susţinerea este destinată folosirii în strate de înclinare mică cu grosimi de 1,0—1,25 m.

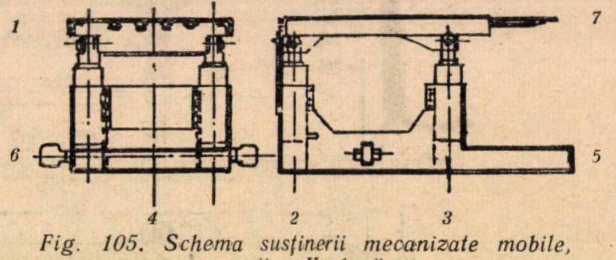


Fig. 105. Schema susţinerii mecanizate mobile, tip „Kusbas"

O secţiune din acest tip de susţinere (fig. 105) constă din placa *1*, montată pe stîlpii *2* şi *3* de tip telescopic. Stîlpii sînt montaţi pe fundaţia *4*, ce are o porţiune frontală prelungită *5*, ce serveşte ca suport pentru transportor. Pentru împingerea spre frontul de abataj se folosesc împingătoare orizontale, montate pe laturile secţiunii, în fundaţia acesteia. Secţiunea se cuplează de altă secţiune prin piesele *6* care se cuplează de împingătoarele secţiunii vecine. Cînd secţiunea trebuie mutată se slăbesc stîlpii *2* şi *3* ai secţiunii ce se mută de sub presiune, iar aceeaşi stîlpi în secţiunile vecine se întăresc pentru a prelua ei presiunea de care a fost degajată secţiunea ce se mută; deplasarea este de 200 mm la o împingere Locul de muncă este protejat de o serie de grinzi în consolă *7* din şină. fixati de placa superioară a secţiunii.

Prin folosirea acestui tip de susţinere s-a putut înlocui extragerea cu haveza prin plug de cărbune. După încercarea în condiţiile unei înclinări de 2...13^0 şi a unui acoperiş şi culcuş format din argile slabe, în fronturi de abataj de 30...40 m, rezultatele comparative au fost cele din tabela 25.

Tabela 25

Indicele	Maşina de havat	Susţinere mobilă şi plug
Extracţie zilnică	183	500
Muncitori pe zi	42	24
Productivitate în abataj pe schimb, t	4,37	20,8
Cheltuieli pe tona extrasă, în %	100	20,2

Principala greutate a constituit-o faptul că în cazul cînd trebuie mutată secţiunea, nu se puteau slăbi stîlpii de susţinere complet, ci numai parţial, în caz contrar acoperişul putîndu-se surpa local; aceasta a făcut necesară o presiune a împingătoarelor de 300...320 at, ceea ce a impus folosirea unui sistem hidraulic de mare presiune (folosit pentru prima dată în mină).

In 1949, un grup de tehnicieni ai combinatului Rostov-Ugol a elaborat şi construit susţinerea mobilă mecanizată de tip MPK, a cărei încercare s-a efectuat la abatajul cu combina „Donbass".

Susţinerea este destinată pentru fronturile de abataj ce lucrează cu surparea totală, ea fiind calculată pentru folosirea în condiţiile unui acoperiş foarte rezistent, care îngreunează operaţia de dirijare.

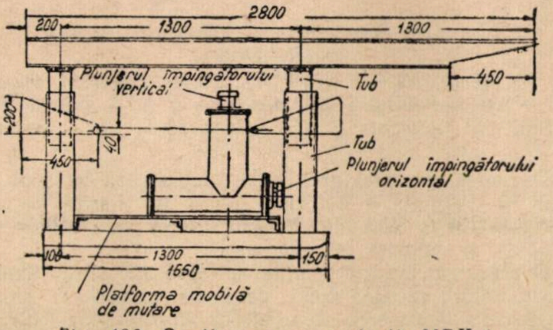

2800
200
1300
1300
450
Plunjerul împingătorului vertical
Tub
200
40
450
Tub
Plunjerul împingătorului orizontal
100
1300
150
1650
Platforma mobilă de mutare

Fig. 106. Susţinerea mecanizată MPK-1

Susţinerea constă din cadre separate metalice, montate unul lîngă altul. Cadrul constă din doi stîlpi metalici, talpa şi grinda avînd o porţiune în consolă. După montarea susţinerii pe toată lungimea frontului de abataj, se formează în lungul acestui front două culoare (fig. 106).

Pe o placă metalică ce se deplasează între stîlpii cadrelor, sînt montate: un împingător hidraulic, o pompă de ulei cu rezervor şi electromotor. Troliul care serveşte pentru deplasarea acestui dispozitiv este montat într-una din galeriile ce limitează frontul de abataj. Mutarea unei secţiuni a susţinerii (fig. 107) începe prin descărcarea cadrului de presiune. In acest scop, printr-o serie de lovituri se depănează lacătul, iar stîlpii, împreună cu grinda, sînt puţin coborîţi.

După aceasta, cu pistonul împingătorului hidraulic orizontal, se deplasează cadrul spre front cu 600 mm. Decuplînd împingătorul orizontal şi cuplînd pe cel vertical, se ridică grinda cu stîlpi pînă la acoperiş şi în această poziţie stîlpii se împănează din nou. După această mutare, platforma cu împingătoarele este deplasată în dreptul unui nou cadru şi operaţia se repetă.

Cadrul unei asemenea susţineri are o rezistenţă de 100 t (pe cadru) sau 193 t/m² de acoperiş.

Folosirea acestui tip de susţinere s-a dovedit indicată deoarece măreşte siguranţa şi productivitatea muncii reducînd preţul de cost. Neajunsurile construcţiei existente constau în pasul de mutare al unui cadru — prea mic (600 mm), iar mutarea în două etape (2 x 600 mm) nu corespunde adîncimii de abataj a combinei Donbass (1,45 mm); pentru acelaşi motiv, viteza de mutare a unui cadru (2—3 min) nu corespunde nici chiar vitezei minime de deplasare a combinei. Locul de muncă între două secţiuni, din care una mutată şi cealaltă încă nemutată, impune susţinerea provizorie cu stîlpi metalici; acest neajuns poate fi înlăturat prin executarea grinzii cadrului susţinerii MPK în construcţie telescopică, aceasta putîndu-se prelungi cu o lungime suficientă care poate fi susţinută pe un stîlp de tip uşor.

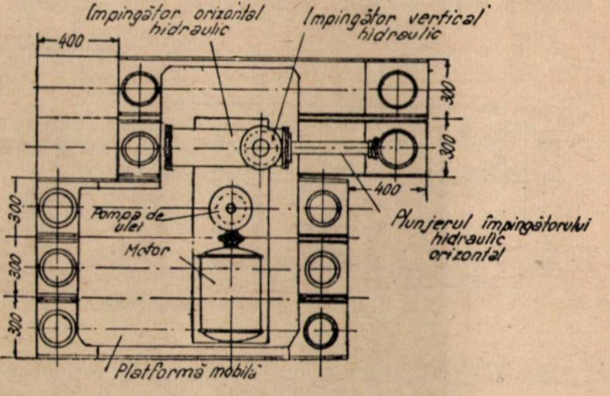

Impingător orizontal hidraulic
Impingător vertical hidraulic
400
300
300
400
300
300
300
Pompa de ulei
Motor
Plunjerul împingătorului hidraulic orizontal
Platformă mobilă

Fig. 107. Instalaţia pentru mutarea cadrelor susţinerii tip MPK-1

Susţineri mecanizate de tipul descris mai sus au fost realizate şi în alte ţări dintre care cităm:

Susţinerea mobilă sistem „Seaman" (Gullick) (fig. 108) este constituită din 4 stîlpi hidraulici (utilizînd un amestec de apă-ulei) aşezaţi pe un saşiu rigid, formînd un cadru.

Baza acestui cadru este realizată dintr-o placă solidă, ridicată în faţă şi în spate pentru a permite lunecarea sistemului pe vatră. Stîlpii componenţi alimentaţi cu amestecul ulei-apă de la o pompă de 5 CP, amplasată în galeria de bază permit realizarea unui efort de împănare iniţială de circa 8,5 t, culisarea producîndu-se sub o sarcină constantă de 30 t.

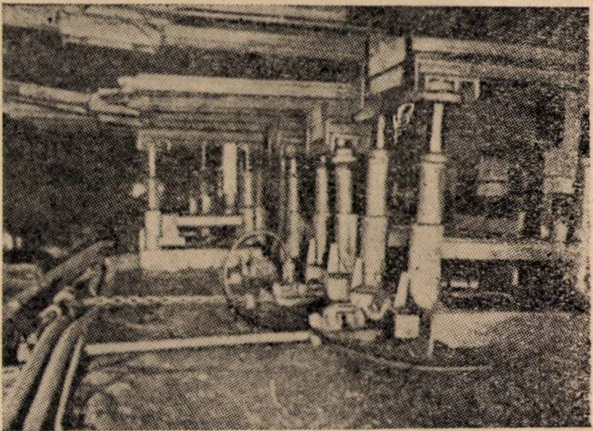


Fig. 108. Susţinerea mobilă tip Seaman

Sarcina portantă iniţială a sistemului este de circa 24 t, iar sarcina de culisare de 120 t.

Părţile inferioare ale stîlpilor sînt racordate între ele prin ţevi, fiind prevăzute numai cu cîte un robinet de admisie şi o supapă de siguranţă, ceea ce simplifică mult construcţia şi exploatarea lor

Cei 4 stîlpi sînt prevăzuţi cu două grinzi aşezate paralel şi dispuse perpendicular pe front. Grinzile prezintă o consolă de circa 1,20 m lungime. Spaţiul în consolă permite deplasarea maşinii de tăiat şi a transportorului. Această dispoziţie asigură o portanţă uniformă a celor 4 stîlpi. Cadrul nou este prevăzut cu un cilindru hidraulic orizontal cu dublu efect şi care permite împingerea transportorului şi deplasarea cadrului (fig. 109).

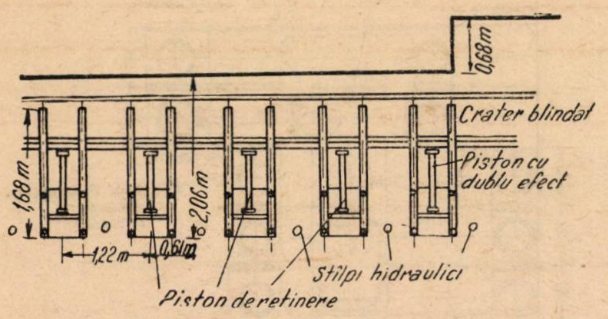


Fig. 109. Dispoziţia cadrelor mobile într-un abataj cu front lung

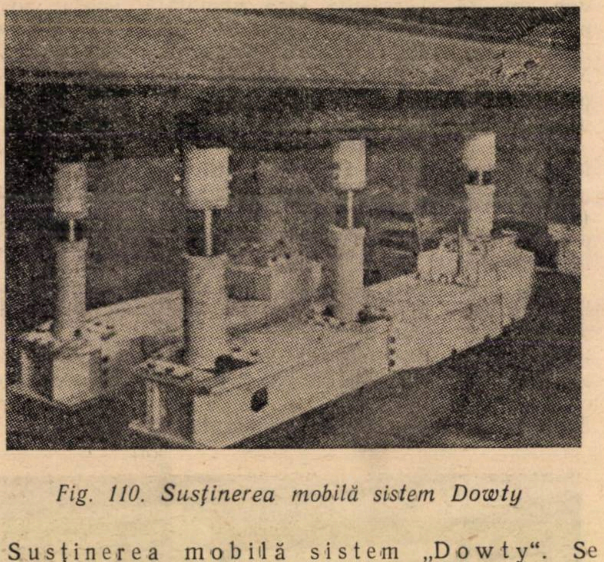


Fig. 110. Susţinerea mobilă sistem Dowty

Susţinerea mobilă sistem „Dowty". Se compune din două grupe de elemente; pare şi impare. Elementele impare au scopul de a asigura susţinerea definitivă a abatajului, iar elementele pare — susţinerea provizorie. Construcţia şi funcţionarea celor două grupe este identică, cu deosebirea că elementele impare sînt prevăzute cu 3 stîlpi, pe cînd cele pare cu 2 stîlpi (fig. 110).

Şasiul este construit din profile de oţel aşezate pe o placă de oţel groasă. Şasiul este rigid, stîlpii fiind aşezaţi în locaşuri care menţin verticalitatea lor în timpul deplasării cadrului. Fiecare element este de asemenea prevăzut cu un piston hidraulic cu dublu efect şi vane de comandă.

Fluidul utilizat este uleiul, alimentarea făcîndu-se de către o pompă de 7,5 CP amplasată în galeria de bază, sub o presiune de 70 kg/cm² ceea ce permite imprimarea unui efort iniţial de 6 t. Ţevile de alimentare şi întoarcere sînt montate pe transportorul din abataj

Distanţa între două elemente impare este de 1,20—1,50 m, în funcţie de caracteristicile acoperişului.

Fiecare element este prevăzut cu o grindă, construită din profil U (fig. 111).

După trecerea maşinii de tăiat, printr-o manevră a vanei elementului par, cei doi stîlpi coboară, iar cilindrul fixat de transportor trage după sine cadrul.

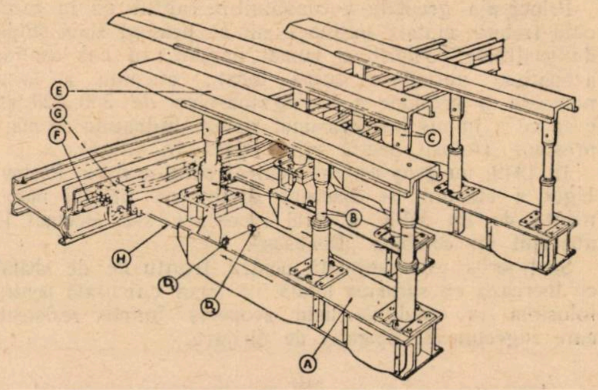


Fig. 111. Reprezentarea schematică a susţ. mobile Dowty
A — şasiu; B — stîlpi hidraulici (element impar); C — stîlpi hidraulici (element par); E — grindă; F — ţevi de alimentare; G —transportor; H — piston.

In această mişcare, grinda se deplasează pe noul culoar şi asigură — datorită părţii în consolă — acoperişul. Cursa este de 70 cm, după care stîlpii sînt ridicaţi şi împinşi pe acoperiş.

Deplasarea transportorului se face de către cilindrul elementelor impare, după care se procedează identic ca pentru deplasarea elementelor impare (fig. 112).

Susţinerea mobilă sistem „Sahe-Somemi". Elementul se compune din doi stîlpi hidraulici, solidarizaţi printr-o grindă comună articulată prevăzută cu un vinciu hidraulic, permiţînd împingerea înainte sau retragerea stîlpilor (fig. 113).

Stîlpii sînt presaţi sub acoperiş prin presiune hidraulică. Fiecare cadru (element) este prevăzut cu cîte un motor şi pompă. Motorul electric tip antigrizutos este de circa 2,5 kW (se poate utiliza şi motoare cu aer comprimat) care acţionează pompa la 3 000 rot/min, producînd o presiune de circa 50 kg/cm², ceea ce imprimă un efort iniţial pe stîlp de circa 6—8 t. Sarcina de începere a tasării este de 50 t pe fiecare stîlp.

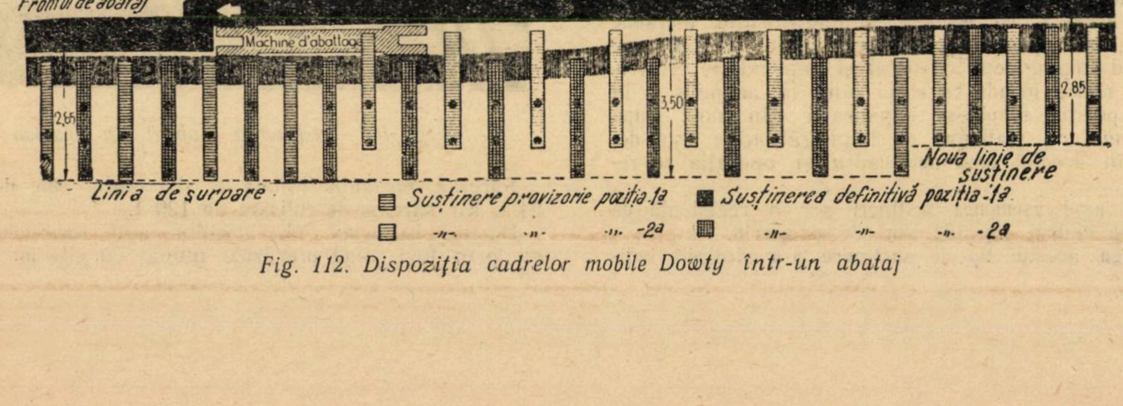


Fig. 112. Dispoziţia cadrelor mobile Dowty într-un abataj

Suprafața de reazem este de 60 x 40 cm pentru stîlpul de față deci în total circa 4 000 cm² (fig. 114). Capacitatea portantă a cadrului fiind de 100 t, pe culcuș nu se vor depăși 25 kg/cm².

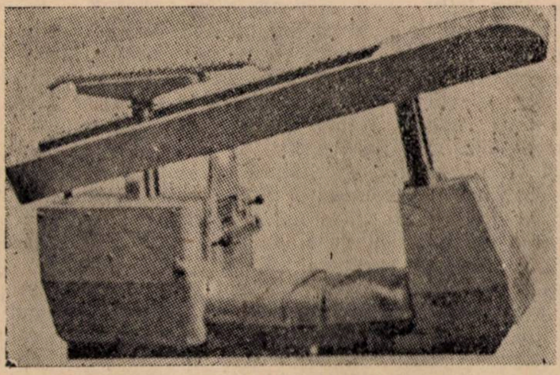


Fig. 113. Susținerea mobilă sistem Sahe-Somemi

Extensiunea maximă a stîlpilor este de 300 mm (deschiderea minimă: 750 mm, cea maximă: 1 050 mm).

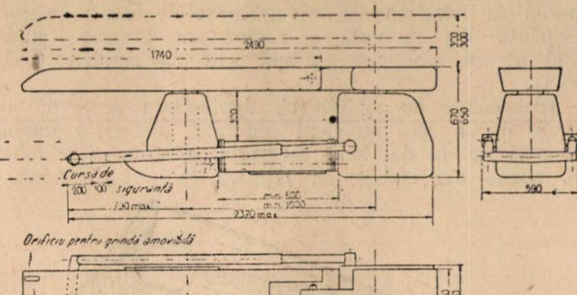


Fig. 114. Vedere în plan și secțiune a cadrului Sahe-Somemi

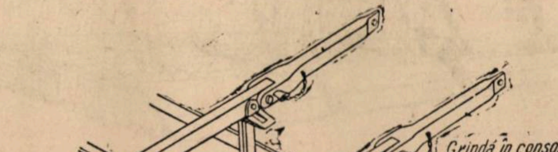


Fig. 115. Reprezentarea schematică a cadrului mobil Ritchie

Susținerea mobilă sistem „Ritchie". Se compune din 5 elemente principale: un șasiu; un dispozitiv de deplasare; 8 stîlpi; 4 grinzi; un dispozitiv de ridicare a stîlpilor.

Șasiul este compus din două piese *A* și *B* care pot culisa una într-alta. Șasiul este construit din profile și tablă de oțel. Șasiul are ca scop fixarea stîlpilor, avînd practicate în el patru orificii astfel încît stîlpii sînt așezați direct pe vatra abatajului. In cazul culcușurilor slabe, sînt prevăzute resorturi care ridică stîlpii înainte de deplasarea cadrului (fig. 115).

Fiecare șasiu este prevăzut cu patru stîlpi.

Deplasarea cadrului se realizează cu ajutorul unui piston orizontal cu dublu efect *C*, care poate fi acționat cu aer comprimat sau hidraulic. Cilindrul pistonului este fixat de șasiul *A*, iar tija de șasiul *B*. Retragerea pistonului antrenează după sine deplasarea șasiului *B*.

Fiecare pereche de stîlpi este prevăzută cu cîte o grindă, de care se poate fixa o consolă.

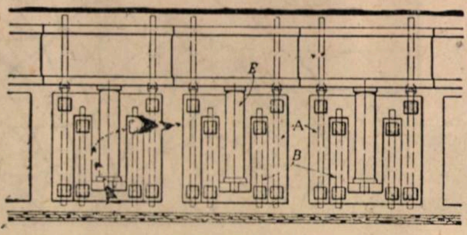


Fig. 116. Dispoziția cadrelor Rithie la începutul schimbului
A-B — șasiu; C-D — stîlpi; E — piston; F — grindă în consolă.

La începutul schimbului de abataj, toți cilindrii sînt retrași. Cei patru stîlpi de pe șasiul *A* și *B* sînt așezați în linie doi cîte doi (fig. 116).

După trecerea mașinii de tăiat, transportorul este împins înainte de cilindrul de împingere, stîlpii șasiului *A* fiind lăsați în jos în prealabil. In cazul acoperișurilor slabe este recomandabilă montarea consolelor întrucît rămîne la un moment dat o suprafață prea mare nesusținută (fig. 117).

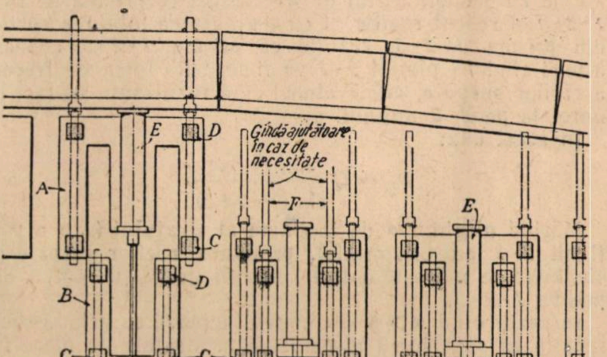


Fig. 117. Dispoziția cadrelor Ritchie la sfîrșitul schimbului

Datorită cilindrului cu dublu efect, după fixarea stîlpilor șasiului *A*, șasiul *B* se poate trage după *A*. Este recomandabil însă de a se aștepta un timp pînă ce stîlpii șasiului *A* se încarcă bine. Stîlpii dintr-un singur șasiu asigură în general o densitate suficientă pentru susținerea abatajului.

Inainte de a analiza construcțiile de susțineri mecanizate de tipul celor care folosesc presiunea rocilor, să analizăm modul în care poate fi folosită această presiune.

Considerînd locul de muncă necesar pentru efectuarea normală a procesului de extragere a cărbunelui, conturat cu susținerea *1-2-3-4* (fig. 118), rezultă că pe susținere va apăsa o parte din roca surpată, cuprinsă în prisma *1-2-5* şi o parte din rocile acoperişului plasate în consolă, dar încă nesurpate. Pe peretele posterior al susţinerii *1-2* va acţiona forţa P_3 ce derivă din greutatea rocilor din prisma *1-2-5*, iar uneori mai este posibilă o încărcare suplimentară datorită rocilor ce se surpă pe suprafaţa *1-5* a prismei. Forţa P_3 va produce o deplasare a susţinerii *1-2-3-4* în direcţia abatajului. Forţa P_2 egală cu greutatea rocilor plasate în consolă, apasă susţinerea în talpă, împănînd-o. Chiar în front, acţionează forţa P_1 datorită greutăţii rocilor.

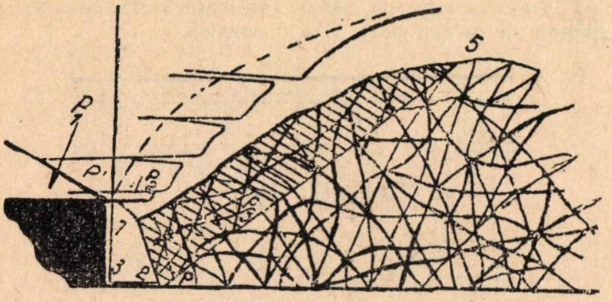


Fig. 118. Modul în care susţinerea mecanizată poate folosi presiunea

In funcţie de viteza de înaintare a frontului de abataj şi de proprietăţile fizico-mecanice ale rocilor din acoperiş, forţa P_1 poate modifica punctul de aplicaţie stabilind o viteză optimă; se poate creea un regim de abataj la care susţinerea mobilă să fie supusă continuu acţiunii forţei P_3 ce acţionează pe peretele *1-2* al susţinerii. Direcţia forţei P_3 face cu orizontala unghiul θ, cu verticala β şi notînd cu β coeficientul de frecare dintre prisma de rocă *1-2-5* şi restul rocilor şi cu Q greutatea totală a rocilor din prisma *1-2-5*, rezultă că prisma *1-2-5* coboară atunci cînd în planul *2-3* va fi depăşită forţa de frecare a rocilor surpate, adică atunci cînd rezultanta va face cu normala pe *2-3* unghiul φ.

In acest caz:

$$P_3 = Q \frac{\sin(\theta-\varphi)}{\sin(\theta-\varphi+\beta)}.$$

Mărind unghiul α de înclinare al stratului (sau a porţiunii *2-3* cu orizontala), presiunea rocilor surpate pe susţinere se măreşte datorită măririi greutăţii rocilor din prisma *1-2-5*.

In cazul cînd $\alpha > \theta$ susţinerea lucrează ca grindă-scut, rezultă că susţinerea mecanizată în stratele de mare înclinare (tipul 3) este un caz particular al susţinerii mecanizate ce foloseşte presiunea rocilor.

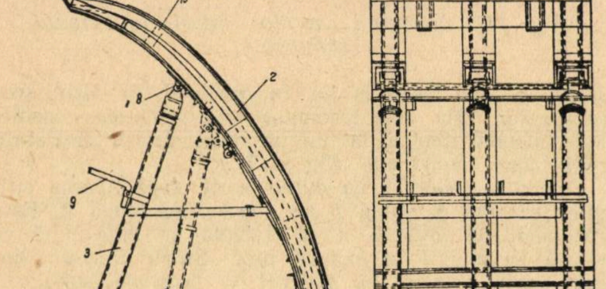


Fig. 119. Prima variantă a scutului Juravlov
1 — sanie; 2 — placa scutului; 3 — stîlp; 4 — pinten; 6 — talpa de fixare a stîlpului; 7 — talpa de fixare a scutului; 8 — articulaţia stîlpului.

Prima variantă de susţinere mecanizată care să folosească presiunea rocilor a fost cunoscută încă din 1932 (varianta sistem Juravliev), iar încercarea acestui tip de susţinere s-a efectuat în 1935 (mina Suliukta, în Asia Centrală) Cadrele acestei susţineri constau din (fig. 119), sania *1*, peretele posterior *2* şi coloana de sprijin *3*, de tipul cu împingător. Sania era formată din trei tălpici *4*, unite între ele prin două grinzi transversale *5*, fiecare tălpică avînd fixată la capetele ei cîte o articulaţie *6* şi *7*. Peretele posterior *2* constă din trei semiarce de oţel de 6—8 mm, fiecare arc fiind format din cîte două grinzi U articulate în punctele *7* şi *8*, care-l pune în legătură cu tălpica şi cu coloana de sprijin *3* Pe coloană se prevede un sprijin mobil *p*, iar în fiecare arc se practică orificiile *10* pentru perforarea găurilor în cazul surpării artificiale a acoperişului. Această susţinere trebuia să se deplaseze spre frontul de abataj numai sub acţiunea greutăţii proprii şi a presiunii rocilor surpate pe peretele înclinat al susţinerii, dar datorită frecării dintre culcuşul stratului şi tălpicile susţinerii, deplasarea nu se putea efectua decît cu ajutorul unor împingătoare hidraulice.

In 1941 s-a încercat a doua variantă a acestei construcţii (fig. 120) în bazinul Moscovei; mutarea susţinerii s-a efectuat cu împingătoare hidraulice montate pe sanie, acestea fiind calculate pentru 35 t (fiecare susţinere se deplasa sub presiunea a 70 t). Pentru punerea în funcţiune a împingătoarelor, într-o galerie alăturată era montată o pompă cu presiune pînă la 200 at ce funcţiona cu apă sau cu emulsie (apă şi ulei).

Incercările au stabilit că deplasarea secţiunii susţinerii nu a fost suficient studiată, deoarece împingătoarele nu au dat bune rezultate, susţinerea se înfunda în rocile din culcuş, iar lăţimea locului de muncă de 465 mm, la un pas al mutării de 400 mm, nu era suficientă pentru asigurarea funcţionării maşinilor şi mecanismelor de abataj.

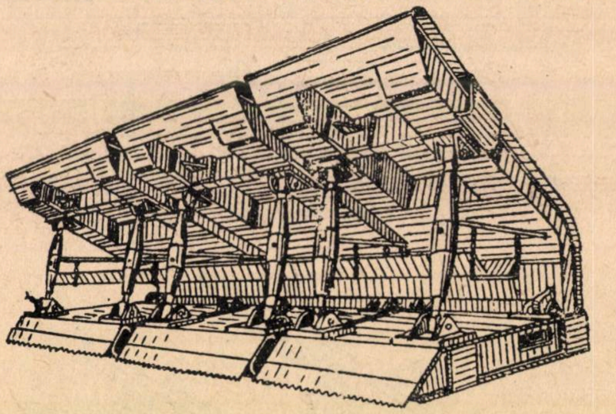


Fig. 120. Vedere generală a scutului Juravlov (varianta a doua)

Susţinerea mobilă tip „Ziglin-Giller" încercată tot în bazinul Moscovei constă dintr-o serie de arce din şine de cale ferată, montate pe o ramă rigidă din profil U. Arcele sînt învelite în exterior cu tablă de oţel, iar mutarea susţinerii se efectuează cu ajutorul unui troliu cabestan cu forţă de tracţiune de pînă la 12 t.

Cu toată uşurinţa construcţiei şi mărimea presiunii rocilor, susţinerea nu se deformează. Deoarece această susţinere se execută în lungimi de front de 10 m, nu a corespuns condiţiilor de exploatare.

Institutul central de cercetări ştiinţifice pentru cărbuni (VUGI) a elaborat o construcţie de susţinere mobilă păşitoare (fig. 121), a cărei particularitate constă în faptul că baza secţiunilor este fixată o grindă plasată înclinat şi care se sprijină în partea din faţă pe două împingătoare, iar în partea posterioară printr-o articulaţie.

Grinda are aspectul unei plăci dreptunghiulare de profil special. Baza secţiunii este formată din sănii puternice, între care este fixată o platformă mobilă la a cărei parte anterioară se montează transportorul de construcţie rigidă. Deplasarea se face pe secţii.

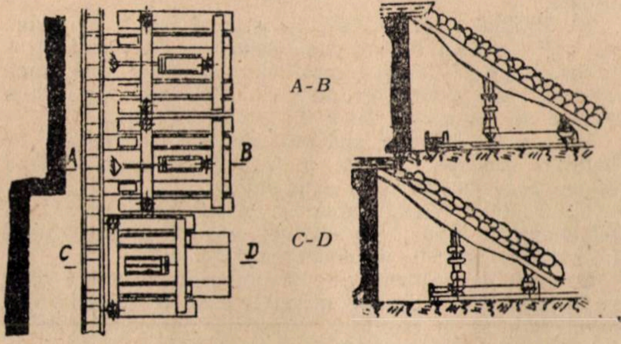


Fig. 121. Susţinerea mobilă păşitoare tip Vugi

In stratele cu mare înclinare, susţinerea mobilă a făcut obiectul unor studii cu mai multe variante. Una dintre acestea a fost adaptarea scutului tip Juravliev la stratele de mare înclinare (1937). In 1938 s-a propus ca la susţinerea fronturilor de abataj, la exploatarea stratelor cu mare înclinare prin metoda cu stîlpi lungi pe înclinare, să se folosească secţiuni mobile de formă rombică: patru elemente articulate între ele, care erau împinse în jos de presiunea exercitată de rocile surpate în spatele susţinerii. Alte încercări au constat din folosirea ca susţinere a unor pînze metalice elastice de mari dimensiuni, care se deplasau pe vatra unei felii orizontale, fiind susţinute în timpul exploatării feliei imediat inferioare pe stîlpi şi grinzi articulate, (procedeul „Skorogo" încercat în 1940, în Kusbass) (fig. 122).

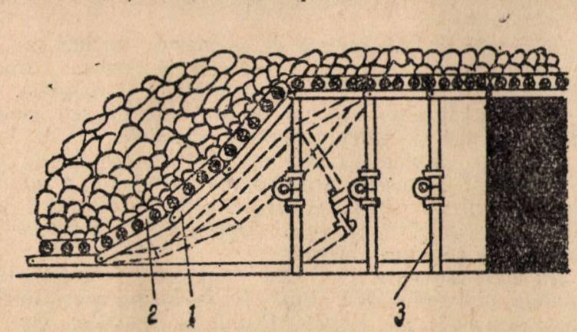


Fig. 122. Susţinerea elastică tip Skorogo
1 — plasă metalică; 2 — poditură de lemn; 3 — stîlp metalic.

Susţinerea mobilă cu scut tip „Cinakal" se foloseşte la exploatarea stratelor de mare înclinare prin metoda cu stîlpi lungi pe înclinare. Frontul de abataj al unui astfel de stîlp este asigurat împotriva rocilor surpate printr-o construcţie specială de scut, care serveşte drept susţinere pe toată durata exploatării stîlpului (fig. 123).

Susţinerea constă din secţiuni separate, a căror coborîre se face sub acţiunea greutăţii proprii şi a greutăţii rocilor surpate, plasate în spatele susţinerii.

Principalul neajuns al acestei susţineri îl constituie conducerea ei. In urma unei serii de încercări s-a ajuns la concluzia că susţinerea de acest tip se poate folosi la exploatarea stratelor cu grosimi de peste 12—14 m. Principalul neajuns al acestei susţineri îl constituie pierderile însemnate de cărbune care ating în medie 33,8% şi în secundar numărul mare de opriri ale abatajului datorită, în primul rînd, incorectei conduceri a susţinerii (65%) şi defectelor de construcţie (15%).

Reuşita folosirii acestui tip de susţinere depinde în primul rînd de corectitudinea extragerii cărbunelui. Astfel, tot timpul poziţia diverselor secţiuni (pe direcţia stratului) trebuie să fie orizontală, iar secţiunile trebuie să fie una în prelungirea celeilalte. Conducerea abatajului trebuie să ţină tot timpul seama de această condiţie, în caz contrar putîndu-se produce accidentări şi oprirea producţiei. In fig. 124 sînt indicate diversele poziţii pe care le poate ocupa susţinerea în funcţie de corectitudinea abatajului.

Metodele progresive de mecanizare a operaţiilor de tăiere presupun o permanentă dezvoltare a construcţiilor de susţineri mecanizate, susţinere care permite menţinerea şi chiar mărirea productivităţii muncii, datorită mecanizării tăierii.

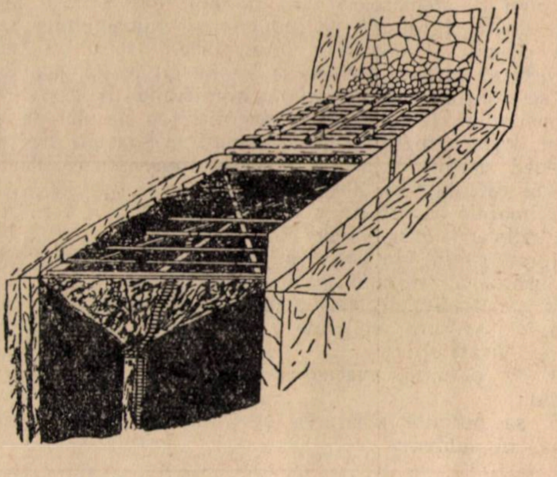


Fig. 123. Vedere generală a scutului tip Cinakal

Trebuie subliniat faptul că pînă în prezent nu există nici o susţinere mecanizată care să satisfacă condiţiile impuse. O serie de construcţii nu permit un acces comod la mecanisme, altele sînt foarte complicate şi prezintă un consum ridicat de metal. O altă greşeală este că s-a căutat elaborarea unor tipuri cu caracter de folosire generală, cînd datorită condiţiilor variate geologo-miniere trebuiau create o serie de tipuri pe bazine sau chiar pentru condiţii aparte. Folosirea susţinerii mecanizate trebuie legată de metoda de dirijare a acoperişului. Acest tip de susţinere se aplică cel mai bine la surparea totală. In ceea ce priveşte calculul susţinerii, el trebuie efectuat nu pentru valorile minime ale presiunii, care sînt mai normale şi nici pentru cele maxime — mai rare, ci alegîndu-se o valoare medie, urmînd ca tipul respectiv să fie corectat în decursul încercărilor.

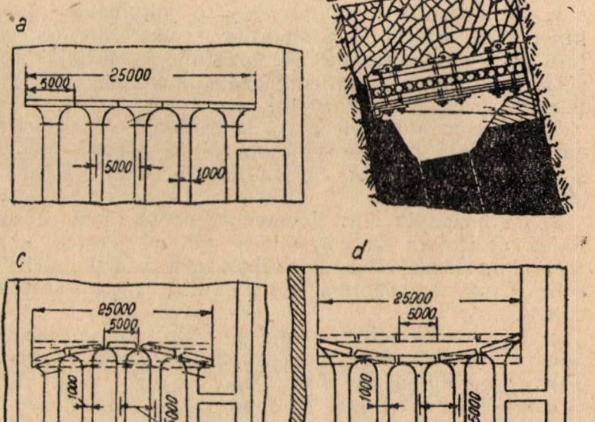


Fig. 124. Montarea scutului tip Cinakal
a— dirijare bună; b,c,d — dirijări greşite.

După unii, valoarea de calcul a acestei presiuni trebuie să fie de 100 t/m². Elementele de reazem ale susţinerii mobile, care joacă rolul stîlpilor de susţinere trebuie dotate cu o anumită elasticitate, deoarece coborîrea acoperişului în anumite limite asigură totuşi un lucru normal în frontul de abataj.

În ceea ce priveşte deplasarea secţiunilor de susţinere, sînt posibile, fie deplasarea simultană a tuturor secţiunilor, fie deplasarea simultană a secţiunilor impare sau pare, fie deplasări succesive ale secţiunilor. Prima schemă prezintă pericolul presării şi strivirii secţiunilor de către acoperiş; în schema a doua, jumătate din secţiuni se deplasează fără pericol, dar a doua jumătate poate fi presată de acoperiş şi numai ultima schemă permite o deplasare fără pericol. Pasul deplasării şi deci al surpării trebuie să fie pe cît posibil mai mare şi să concorde cu suprafaţa admisibilă de dezvelire a acoperişului (cam 1 m). Prin mărirea pasului de surpare, trebuie mărite consolele susţinerii mobile care protejează spaţiul de abataj şi care după ultimele date ar trebui calculate la 10—15 t/m².

Viitoarele tipuri de susţinere mecanizată vor trebui să satisfacă următoarele condiţii:

1. să poată funcţiona în caz de schimbarea grosimii şi înclinării stratului în anumite limite;
2. să permită deplasarea mecanizată a transportorului;
3. să asigure secţiunile contra alunecărilor pe înclinarea stratelor;
4. să permită evacuarea sterilului din spaţiul de lucru;
5. să permită repararea şi înlocuirea pieselor uzate, chiar în subteran.

CONCLUZII ŞI PROPUNERI

În cele de mai sus au fost prezentate în linii generale concepţiile moderne care stau la baza alegerii, proiectării şi exploatării susţinerii metalice în lucrările de abataj, ultimele realizări în domeniul construcţiei elementelor de susţinere, precum şi linia de dezvoltare în viitor a susţinerii metalice, pe baza experienţei şi concepţiei tehnicii noi miniere mondiale.

Din analiza celor expuse mai sus se pot trage o serie de concluzii, care trebuie să stea la baza rezolvării problemei introducerii şi extinderii susţinerii metalice în abatajele minelor de cărbuni din R.P.R.

Astfel:

1. Se constată o extindere şi o aprofundare din ce în ce mai accentuată a studiilor şi lucrărilor de cercetare privind manifestările de presiune în abataj, precum şi a factorilor care influenţează dimensionarea şi comportarea susţinerii în abataj.

2. Se constată o tendinţă accentuată de părăsire a empirismului şi conservatorismului în această problemă şi de înlocuire a lor cu studiul şi cercetarea tehnico-ştiinţifică.

3. Pe baza studiilor şi cercetărilor se caută ca susţinerea proiectată să corespundă cît mai precis condiţiilor impuse de acoperiş realizîndu-se o acţiune cît mai concordantă a factorilor complexului acoperiş-susţinere-culcuş.

4. În ceea ce priveşte tipul de stîlp, este aproape unanim admis stîlpul rigid cu efort de împănare constant sau cu autoîmpănare, deci stîlpi cu curba caracteristică orizontală sau cît mai aproape de orizontală.

5. Tendinţa este de a se trece la stîlpi tubulari, cu suprafeţe multiple de frecare pentru a se reduce efortul de împănare la minim.

6. Se constată o tendinţă accentuată de trecere la stîlpii hidraulici, cu tot costul lor mai ridicat, ţinîndu-se seama de avantajele pe care le prezintă.

7. Se pune un accent din ce în ce mai deosebit pe studiul comportării culcuşului sub stîlp, recomandîndu-se tălpi circulare pentru stîlpii aşezaţi pe vetre slabe.

8. În ceea ce priveşte grinzile, odată cu modernizarea procesului tehnologic în abataj, grinzile în consolă capătă o extindere din ce în ce mai accentuată, fiind pe cale de a înlocui aproape complet celelalte tipuri de grinzi.

9. În construcţia grinzilor se observă tendinţa accentuată de reducere a greutăţii lor, fiind din ce în ce mai mult utilizate oţelurile speciale, precum şi aliajele uşoare.

10. Profilul grinzilor este în general închis, în formă de cutie, profilul I fiind mai indicat pentru cazul stratelor subţiri. Utilizarea profilelor simetrice este încă controversată pentru grinzile de oţel, cele din aliaje uşoare se construiesc însă cu profil asimetric.

În ceea ce priveşte sistemul de îmbinare, cutiile de legătură sînt pe cale de a fi părăsite complet fiind înlocuite cu îmbinarea în articulaţie.

11. Odată cu mecanizarea şi automatizarea procesului tehnologic în abataj, se observă o tendinţă accentuată în ceea ce priveşte mecanizarea susţinerii.

Operaţia de susţinere este la ora actuală singura care se execută încă complet manual, ceea ce reprezintă o frînă serioasă în creşterea vitezei de înaintare a frontului respectiv în modernizarea complexă a lucrului în subteran.

Tendinţa ce se observă, în special în ţările din occident, este de creare a aşa numitor susţineri păşitoare, pe cînd în U.R.S.S. se dă o dezvoltare deosebit de accentuată creării de diferite tipuri de scuturi. Scutul în ultima instanţă reprezintă o susţinere oarecum automatizată.

Pe baza consideraţiilor expuse mai sus să analizăm care sînt sarcinile ce stau în faţa noastră în vederea rezolvării problemei în lumina ultimelor cuceriri ale tehnicii noi.

Din acest punct de vedere ASIT-ului îi revine sarcina să imprime o linie ştiinţifică nouă în rezolvarea acestei probleme.

ASIT-ului îi mai revine de asemenea sarcina ca să asigure documentarea şi în special participarea unora din membrii săi la diferitele consfătuiri şi congrese ce se ţin în străinătate unde se discută cele mai noi aspecte ale ştiinţei şi tehnicii miniere mondiale.

Problema presiunii miniere şi strîns legată de ea a susţinerii formează preocuparea principală a numeroşi oameni de ştiinţă şi organizaţii de cercetare din străinătate astfel încît anual se ţin cîteva congrese şi consfătuiri pe această temă.

În acest scop se pot cita congresele internaţionale miniere din 1950, 1951, 1954 de la Liège, consfătuirile aproape anuale ale INICHAR-ului la Bruxelles, etc.

Îi mai revine ASIT-ului la fel sarcina să urmărească şi să controleze îndeplinirea obligaţiilor asumate de diverse departamente cu ocazia consfătuirilor respective.

Pînă în prezent după fiecare consfătuire ASIT s-a întocmit cîte o rezoluţie care cuprindea o serie de recomandaţii făcute departamentelor respective, recomandaţii însuşite în mare parte de acestea, însă nerealizate. Lipsa urmăririi şi controlului din partea ASIT-ului a contribuit în mare măsură la lipsa de operativitate a consfătuirilor.

Ministerului Minelor îi revine sarcina de a ataca mai din plin problema introducerii şi extinderii susţinerii metalice în abataje.

Este însă necesar ca problema să fie rezolvată în fondul ei şi în acest sens ICEMIN-ul va trebui să acorde o atenţie deosebită cercetării tehnico-ştiinţifice. Prin aceasta trebuie să se deosebească rezolvarea problemei de către Institut, faţă de rezolvarea ei de către întreprinderi.

Trebuie lichidată concepţia greşită că pentru a se introduce şi extinde susţinerea metalică, trebuie să trecem prin aceleaşi faze prin care au trecut şi alţii. Aceasta este o concepţie retrogradă, care ignorează realizările obţinute de alţii, care nu ţine seama de treapta de dezvoltare a tehnicii.

Este necesar ca Institutul de cercetări miniere să treacă la un studiu sistematic al caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor înconjurătoare pe: strate, mine şi bazine.

Tendința actuală în ceea ce privește mecanizarea susținerii trebuie să formeze o preocupare și a industriei noastre miniere. Trebuie să pregătim toate premizele și datele necesare proiectării și construcției unor asemenea susțineri.

Este de asemenea recomandabil de a se ataca și problema presiunii miniere și a repartizării acesteia în jurul lucrărilor miniere, atît pe calea teoretică (teoria elasticității, plasticității, a mediului friabil), cît și pe cale experimentală, în special prin studiul pe modele (optice, centrifuge, materiale echivalente etc.).

Imprimînd rezolvării un caracter cît mai științific vom reuși să rezolvăm problema în cele mai bune condiții, alegînd, proiectînd și construind o susținere rațională, sigură și economică, mărind astfel productivitatea muncii și reducînd prețul de cost, cele două obiective principale în construcția noastră economică socialistă.

Tendința de mecanizare a operațiilor din abataj cere o precizie mai accentuată în controlul acoperișului. Este necesar de a se duce o luptă continuă pentru fiecare milimetru de tasare a acoperișului și aceasta cît mai rapid posibil după escavarea cărbunelui. In fiecare caz în parte trebuie făcut un examen critic pentru a se cunoaște mijloacele adecvate de rezolvare: stîlpi, grinzi, stive, rambleere parțială sau totală.

Progresul se obține prin măsurători efective și de lungă durată — la suprafața și în subteran — a presiunilor și tasărilor rocilor din acoperiș și culcuș, elemente care determină alegerea materialului și tipului de susținere cel mai adecvat.

Bibliografie

***: Isledovania gorno davlenie primelitelno k mechanizirovanîm krepiam (Cercetarea presiunii miniere în legătură cu susținerea mecanizată) Ugletehizdat 1954.

H. Labasse: A fedü iranyitasa omlasztás utján (Dirijarea acoperișului prin surprare) trad. din l. franceză Banyaszati Lapok 9 (87) nr. 3/1954.

G. Fettweis: Foudroyage ou rambleyage, étude economique (Surpare sau rambleere, studiu economic) Glückauf (3 martie 1951) 87.

V. Sibek: Studie pohybupohorî pri dobyvani hnedau helnijch slyi stenovymi pomby (Studiul mișcării terenului în cursul exploatării straturilor de lignit prin front lung) Uhli nr. 9/1955.

H. Labaasse: Les pressions de terrains dans les mines de houille (Presiunea rocilor în minele de cărbuni-huile). Revue Universelle des mines de la metalurgie des travaux public 1/1949, 3/1949, 1/1950, 2/1950, 3/1951, 7/1952.

E. L. I. Potts: Repartizarea sarcinilor, presiunea rocilor, sarcini pe susținere. Colliery Engineering VIII/1951.

I. Fodor: Manifestările presiunii rocilor în abataje cu front lung. Revista Minelor ASIT 5/1954.

B. Schwartz: Rezultats de cinq campagnes de mesures sur le soutenement et les mouvements du toit dans les houilleres de Lorraine. (Rezultatele a 5 campanii de măsurători asupra susținerii și mișcării acoperișului în minele de cărbuni în Lorrena) Revue de l'industrie minerale, 15.XII.1953.

B. Schwartz: Les reaction du soutenement aux mouvements des epontes (Reacțiunea susținerii la mișcarea acoperișului) Revue de l'industrie minerale 609/XXXV iunie 1954.

B. Schwartz: Les mouvements des epontes en taille (Mișcarea acoperișului în abataj). Revue de l'industrie minerale 611/XXXV august 1954.

P. Stansen, A. Hausmann R. Liegeois: Etudes sur la qualite des epontes. (Studii asupra caracteristicilor rocelor înconjurătoare). Annales des Mines de Belgique iulie 1955.

***: Soutenement en taille (Susținerea în abataj) INICHAR. Buletin technique. Mines nr. 50 1956.

Karl Heinz Höfer: Gebirgstdrucktagung 1955 des INICHAR (Consfătuirea asupra presiunii a INICHAR-ului 1955) Bergakademie nr. 4 april 1956.

M. Viellendent: Les etançons metallique (Stîlpii metalici) Revue de l'industrie minerale nr. 580/XXXIII mai 1952.

M. I. Bramat: Quelques materials de soutenement metallique en taille (Cîteva materiale de susținere metalică în abataje) Revue de l'industrie minerale nr. 573/XXXII sept. 1951.

* * *: Etançons hydraulique. Leur aplication à la mine Williamthorpe. (Stîlpi hidraulici. Aplicațiile lor în mina Williamthorpe) INICHAR — Bulletin techniqhe nr. 25/april 1949.

I. R. Prentice: Hydraulics in mining application in roof support Iron and Coal Tr. Rev. nr. 4482 martie 1954.

J. Lewis: Tendințe în susținerea abatajelor. Colliery Guardian 1953, 29.X.

W. E. Cooke: Proap loads on longwall faces (Sarcini asupra susținerii în abataje cu front lung) Colliery Engineering 29 (iulie 1952).

A. Haussman: Les soutenement à pression hydraulique et ses aplication (Susținerea hidraulică și aplicațiunile sale) INICHAR — Bulletin Technique Mines nr. 40/mai 1954.

INICHAR: Le soutenement metallique en taille (Susținerea metalică în abataj) Annales des Mines de Belgique iulie 1952.

* * *: Metaliceskaia sahtnaia krep za rubejom (Susținerea metalică minieră în străinătate) Ugletehizdat 1956.

* * *: Soutenement en chantier par piles amovibles avec effrondeurs (Susținerea abatajelor cu stive demontabile tasabile) Revue de l'industrie minerale VII.1948.

M. Bridgewater: Susținere din aluminiu Colliery Engineering 1953 noiembrie.

Dr. ing. I. Klarding: Influence de la qualite des aciers sur l'epreuve et la durabilite des railonges articules (Influența calității oțelurilor asupra probei și durabilității grinzilor articulate) Revue de l'industrie minerale nr. 618/XXXVI feb. 1955.

Fontaine et Valentin: Soutenement en porte a faux (Susținerea în consolă) Revue de l'industrie minerale IV/1948.

E. N. Rojenko: Vnedrenie mehanizirovanoi krepi MPK-1 v ocistnîh virabotah (Introducerea susținerii mecanizate MPK-1 în abataje) Ugol nr. 9 (354) 1955.

M. Ivanov, I. Merkulov: Susținerea mecanizată în orgă MOK-1. Mehanizația trudenchih, tjajolih rabot 2/1955.

V. T. Dzuibenko: Rezultatele încercărilor scutului pentru stratele înclinate. Ugol nr. 7/1953.

N. A. Cinakal: Un scut ușor nesecționat. Ugol 2/1954.

Davidiant V. T., Krupenikov G. A., Kuznețov G. H., Panov A. D.: Directivele principale pentru studiul complex al comportării susținerilor mecanizate Ugol, nr. 8/1954.

S. I. Dimitriev, S. I. Zapceev, I. B. Milovanov: Exploatarea stratelor groase de cărbuni cu sistemul combinat folosind un scut metalic flexibil, Ugol 2/1956.

* * *: Susținerea minieră I.D.T. 1955.

A. Stephenson, S. Lewis.: A strata control survey (Un studiu de control a acoperișului) Colliery Guardian 1955/iulie 21.

Z. Ienkis: Mechanics of floor penetration in mines (Mecanismul străpungerii culcușului în mină) Iron and Coal Tr. Rew. 1955/sept. 2.

* * *: Consumul de lemn în industria minieră. Mines 4/1953.

L. Darvel: Cîteva observații privitoare la susținerea metalică. Annales de mines de Belgique, februarie 1951.

Probleme de tehnica nouă în tehnologiile de prelucrare a cărbunilor din R.P.R.

Ing. I. Barbu și ing. I. Ștefănescu

Sarcinile celui de al doilea plan cincinal prevăd creșterea producției de cărbune cu 80—90% față de realizările anului 1950.

Pentru a asigura folosirea economică și rațională a cărbunilor extrași, trebuie ca, prin mijloacele tehnice cele mai adecvate, să se obțină un efect util maxim.

In medie, efectul util al folosirii cărbunilor este redus, nedepășind 15—20% față de cărbunele extras [1]. Nivelul redus al acestui coeficient de folosire este datorit randamentelor scăzute ale instalațiilor actuale de folosire energetică a cărbunilor (7% în locomotive; 10—14% la transformarea în energie electrică, datorită randamentului de 20—25% în termocentrale și de 60—70% la consumator — 20% în cuptoare, etc.) [2]. Valoarea coeficientului de folosire a cărbunilor poate crește numai prin prelucrarea lor tehnologică, atingînd cifre de 25—50% la transformarea în cocs și 40% la transformarea în gaz [1,2].

Aceste cifre dovedesc importanța deosebită pe care o are prelucrarea cărbunilor în cadrul unei dezvoltări planificate a economiei naționale.

Socotind numai producțiile de cărbune, țiței și gaz natural, energia reprezentată de cărbune, se ridică pe glob în medie la 55%; în U.R.S.S. la 70% [1], iar în țara noastră, după un calcul sumar, abia la 19—20%.

Tabela 1

Producție mondială și prelucrarea chimică a combustibililor solizi

Tipul combustibilului	Producție		Prelucrare	
	Mil. tone comb. conv.	%	Mil. tone comb. conv.	%
Total	1 716	100,0	416,0	24
din care:				
huilă	1 470	86,0	390,0	26
cărbune brun	206	12,0	17,0	8
turbă	27	1,5	4,5	17
șisturi	7	0,5	4,5	64

Și, în timp ce întreg țițeiul extras pe glob este astăzi prelucrat, numai cca. un sfert din producția de cărbune se supune prelucrării.

Pe diferitele feluri de combustibil solizi, cantitățile trecute la prelucrare în anul 1954, sînt prezentate în tabela 1. [3].

Rezultă că huila alcătuiește 86% din producția mondială de cărbune și că 26% din această producție se prelucrează chimic. Dintre toate prelucrările chimice, cocsificarea cărbunilor este cea mai importantă, fiind de altfel și cea mai veche transformare a lor (cocsificarea are o vîrstă de 220 ani, semicocsificarea — de 150 ani, gazeificarea — 120 ani, gazeificarea sub presiune — 25 ani, hidrogenarea destructivă — 50 ani, iar sinteza de hidrocarburi din gaze — 30 ani).

Pe de altă parte, cocsificarea asigură și cel mai ridicat efect util la folosirea cărbunilor: 80—85% față de 50—75% la semicocsificare, 75% la gazeificare, 55—60% la producerea gazului de apă și 30% la hidrogenare.

Importanța diferitelor metode de prelucrare a huilelor este arătată în tabela 2 (pentru anul 1954) [3].

Tabela 2

Metoda de prelucrare	Cantitatea de combustibil prelucrat	
	Mil. tone	%
Cocsificarea	343	87
Gazeificarea	40	11
Alte metode	7	2
Total	390	100

Se menționează că din totalul huilelor cocsificate, 90% se prelucrează în cocsării și numai 10% în uzine de gaz.

Pentru a avea o imagine asupra cantităților de cărbune extrase în diferite țări și a cantităților de cocs

Tabela 3

Tara	Producție de huilă mil. tone			Producție de cocs mil. t			Prod. de cărb bruni, mil. t	
	1913	1952	1954	1913	1952	1954	1952	1954
S.U.A.	517	457	381	42,0	61,9	53,5	2,99	2,00
Germ. resp. R.F.G.	190	123	128	34,6	37,2	34,9	83,5	37,8
Anglia	292	230	228	13,0	17,3	18,0	—	—
Franța	49	55	54	4,0	9,2	9,2	1,99	1,80
R. P. Polonă	(—)	84	91	(—)	7,4	8,0	6,2	7,0
Belgia	23	30	29	3,5	6,4	6,1	—	—
R. D. Germană	(—)	2,9	2,9	(—)	0,26	0,25	160	180
Cehoslovacia	(—)	20	20	(—)	5,6	6,0	31,8	36
Total pe glob	1216	1497	1475	107	203	205	413	456

produse, s-au trecut în tab. 3, producţiile principalelor ţări industriale, pentru anii 1913, 1952 şi 1954 [3,4].

Producţia de cocs a Uniunii Sovietice, care în Rusia anului 1913 era de numai 4,5 mil. tone, a crescut vertiginos, creştere caracterizată de următoarele cifre: [6]

Anul	1940	1950	1952	1955
%	100	130,9	159,8	207,3

Cea mai importantă prelucrare a cărbunilor bruni este semicocsificarea lor, unităţi importante existînd în R. D. Germană şi în R. Cehoslovacă (la Böhlen o unitate de 8500 t brichete/zi, la Espenheim 10.500 t/zi, iar la Most în Rep. Cehoslovacă o unitate gigantică prelucrînd 25.000 t/zi cărbune brun tare de Boemia) [8].

În ceea ce priveşte Uniunea Sovietică, rapoartele la cel de al XX-lea Congres al P.C.U.S. au arătat că în anul 1955 s-au produs 390 milioane tone cărbune (80% fiind huile) [5,1], faţă de 30 milioane tone cărbune în 1913 [4].

Abia în ultimii ani, cărbunii bruni au început să fie folosiţi şi la fabricarea cocsului metalurgic, prima uzină de acest gen, cu o producţie de peste 500.000 t, fiind construită la Lauchhammer, în R.D.G., pe baza procedeului Rammler-Bilkenroth [9], o altă unitate de mare capacitate fiind în construcţie în R. P. Ungară la Borsod, pe procedeul în două trepte [10].

În ţara noastră producţia totală de cărbune a crescut de la 2.826.000 t în 1938, la 3.890.000 t în 1950 şi la 6.200.000 t în 1955, depăşindu-se astfel de două ori cea mai ridicată producţie antebelică [11].

Directivele celui de al doilea plan cincinal prevăd creşterea cu 80%—90% a producţiei de cărbune, iar în domeniul prelucrării, se menţionează construirea unor instalaţii de brichetare cu o capacitate de circa 1 milion t/an, construirea a încă două baterii la Uzina Cocsochimică, precum şi stabilirea de noi metode de cocsificare pentru alte tipuri de cărbune [12].

Cărbunii din R.P.R. sînt în marea lor majoritate cărbuni tineri, aşa încît doar o mică parte din producţie este reprezentată de huile adevărate, (minele din Banat) restul fiind alcătuit din huile terţiare puţin metamorfozate din Valea Jiului (huile de gaz, huile cu flacără lungă şi cărbuni bruni-huiloşi) şi în cantitate aproape egală cărbuni bruni obişnuiţi şi lignit. Deşi prelucrarea cărbunilor (cocsificarea) are pe teritoriul ţării noastre o vechime de 100 de ani, totuşi numai în ultimii ani s-au creat bazele ştiinţifice şi tehnico-economice pentru folosirea la cocsificare a cărbunilor de Valea Jiului, construindu-se pe baza lor uzina cocsochimică de la Hunedoara.

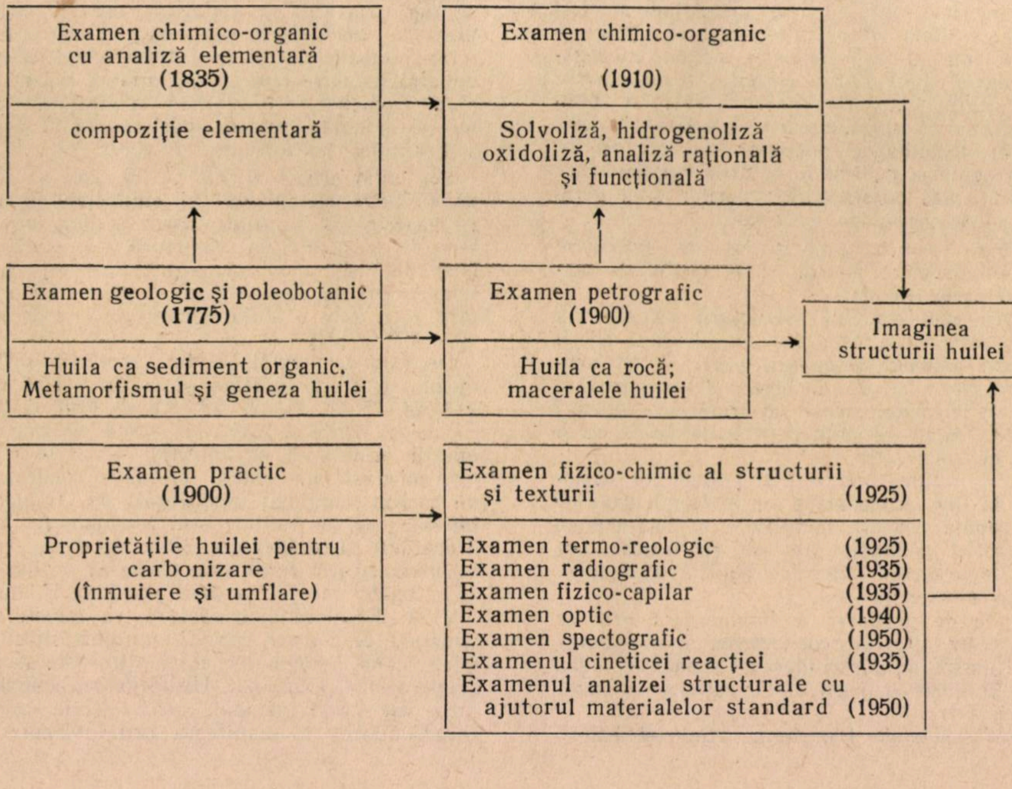
★

Pentru a se putea introduce tehnica nouă în prelucrarea cărbunilor, pentru a se putea alege căile cele mai valabile tehnico-economic de folosire a lor, pentru a se obţine coeficient de utilizare maximal, la transformarea lor tehnologică şi energetică, s-a ajuns la convingerea asupra necesităţii trecerii de la metodele empirice de studiere şi prelucrare a cărbunilor, la cunoaşterea lor pe baza celor mai noi cuceriri ale ştiinţei şi la metode de prelucrare temeinic fundamentate din punct de vedere teoretic.

Astfel, metodele de cunoaştere a cărbunilor s-au înmulţit şi dezvoltat (vezi fig. 1), ajungîndu-se ca prin folosirea lor să se obţină astăzi o imagine din ce în ce mai completă şi mai perfectă asupra structurii şi proprietăţilor cărbunilor [13].

Un număr important de lucrări făcute în diferite ţări (U.R.S.S., Anglia, Olanda, Franţa, R. P. Polonă, etc.) vin să clarifice problemele de structură a huilelor, supunînd în acelaşi timp unei revizuiri critice concepţiile şi ipotezele ce au dominat ani îndelungaţi în ştiinţele despre cărbune [14, 15, 16, 17, 18, 19, 20].

O serie de cercetători (Fischer, Schrader, Wheeler, Stadnikov), au considerat masa organică a cărbunelui (şi mai ales componentul petrografic principal — vitritul), ca fiind un amestec mecanic de substanţe chimice diferite provenite din transformarea unor componenţi chimici determinaţi ai plantelor. Astfel, Stadnikov, completînd şi dezvoltînd ipoteza lui Fischer şi Schrader, a arătat că aceşti componenţi provin, după cum urmează: substanţele humice din lignină, bitumenele din ceruri şi răşini, iar substanţele sapropelice din grăsimile plantelor. Deci formarea cărbunilor ar avea loc prin procese paralele şi izolate de metamorfozare a compo-


Examen chimico-organic cu analiză elementară (1835)
compoziţie elementară
Examen chimico-organic (1910)
Solvoliză, hidrogenoliză oxidoliză, analiză raţională şi funcţională
Examen geologic şi poleobotanic (1775)
Huila ca sediment organic. Metamorfismul şi geneza huilei
Examen petrografic (1900)
Huila ca rocă; maceralele huilei
Imaginea structurii huilei
Examen practic (1900)
Proprietăţile huilei pentru carbonizare (înmuiere şi umflare)
Examen fizico-chimic al structurii şi texturii (1925)
Examen termo-reologic (1925)
Examen radiografic (1935)
Examen fizico-capilar (1935)
Examen optic (1940)
Examen spectografic (1950)
Examenul cineticei reacţiei (1935)
Examenul analizei structurale cu ajutorul materialelor standard (1950)

METODELE DE EXAMINARE A HUILEI

nenţilor vegetali rezistenţi, cu dispariţia în cursul acestui proces a componenţilor puţin rezistenţi (celuloză, alte polizaharide, etc.). După Fischer, Stadnikov şi şcoala lor, separarea componenţilor masei cărbunoase se poate realiza pe cale fizică (de exemplu, aşa numitul „bitumen B“ se extrage sub presiune de 50 at la o temperatură de 270°C, cu benzen). Conform acestor ipoteze, însuşirile tehnologice ale cărbunilor ar fi determinate de raportul cantitativ al componenţilor; astfel, capacitatea de plastifiere şi de aglutinare a huilelor, ar fi determinată de prezenţa bitumenului, căruia i s-a atribuit un rol hotărîtor în cocsificare.

Odată însă cu adîncirea cunoaşterii naturii şi însuşirilor cărbunilor, aceste concepţii au început să fie infirmate. Cercetătorii sovietici au stabilit că huila este un produs al acţiunii reciproce, al unor modificări adînci şi al unor reacţii, nu numai de descompunere, dar şi de sinteză a tuturor părţilor componente ale plantelor; ei au dovedit că în huile nu există bitumene (decît în cantităţi extrem de mici — ca bitumen „A“), produsele extrase cu benzen sub presiune şi la temperaturi mari — care au fost considerate ca agenţi de cocsificare — nu sînt preexistente în huilă, ci sînt un rezultat al depolimerizării, al descompunerii termice a acestora în condiţiile extragerii. Cercetări întreprinse şi în alte ţări de către D. J. W. Kreulen, G. Biggs, J. Brown, D. Hadzi, C. Cannon, etc. au arătat că substanţa cărbunoasă a huilelor trebuie considerată ca un întreg, nefiind alcătuită din fracţiuni diferite ca geneză sau structură; deci „bitumene“ nu există în huile, însuşirea de cocsificare nu trebuie legată de prezenţa lor.

Odată stabilit faptul că însuşirile huilelor sînt legate de structura lor considerată ca un tot, s-a pus problema elaborării unor imagini structurale, a unor modele de structură a masei cărbunoase, care să reprezinte modul de alcătuire a substanţei huilelor.

Aceste imagini structurale trebuie să corespundă compoziţiei elementare, volumului şi refracţiei molare, să lămurească posibilităţile de reacţie, spectrele de difracţie în raxe X, benzile de absorbţie în infraroşu, proprietăţile mecanice şi reologice [22].

Pe această linie, o serie de cercetători au elaborat modele de structură fizice. Astfel, Bangham consideră masa cărbunoasă ca fiind alcătuită din grupuri de miceli sferici, care pe măsura creşterii gradului de incarbonizare se comprimă prin turtire, micşorîndu-se deci porozitatea şi suprafaţa liberă internă care ajunge a fi minimă în domeniul huilelor aglutinante. In legătură cu acest model, Berkovitz a elaborat o nouă teorie a cocsificării; negînd categoric prezenţa şi rolul „bitumenelor“, el afirmă că aglutinarea şi umflarea huilelor se explică prin mobilitatea micelilor la temperaturi ridicate şi prin acţiunea materiilor volatile degajate care nu pot ieşi din cauza construcţiilor porilor şi a porozităţii foarte reduse la huilele de cocs.

Deci hotărîtoare pentru capacitatea de aglutinare şi umflare ar fi structura porilor şi procentul de materii volatile în cărbunele dat.

Hirst şi Lahiri emit modelul „structurii izogelice“ a huilelor: masa cărbunoasă este un gel ai cărui miceli sînt compuşi din polimeri homologi, particule de compoziţie asemănătoare, dar de un grad de polimerizare diferit. Există astfel miceli mari cu puternice legături chimice, particule legate reciproc prin forţe fizice, ca şi particule mici, nelegate între ele.

La încălzire, vibraţiile termice ale polimerilor homologi mai uşori înving forţele slabe ce le leagă, datorită cărui fapt ei capătă o mare mobilitate şi lucrează ca „lubrefianţi“; astfel polimerii grei se reorientează, se ating, între ei se formează puternice legături creîndu-se reţeaua spaţială a cocsului.

Această acţiune de peptizare a homologilor grei de către cei uşori, care duce la reorientarea şi coagularea micelilor, este funcţie de „deschiderea“ structurii, adică de durata de rămînere a particulelor uşoare în masa supusă încălzirii.

Riley, spre deosebire de Bangham, Hirst şi Lahiri, elaborează un model structural fără miceli: masa organică a huilelor are o structură lamelară turbostratică, este alcătuită din lamele plane policondensate ale căror dimensiuni cresc şi care se ordonează odată cu avansarea incarbonizării, mai multe lamele ordonate formînd un „cristalit“.

Pe lîngă aceste încercări de a elabora modele fizice ale structurii huilelor au luat avînt şi încercările de elaborare a unei formule chimice ale „macromoleculelor“ de huilă, a unor modele chimice ale structurii cărbunilor.

De multă vreme încă a existat concepţia asupra unei structuri aromatice a huilelor (Bone, Himus, Fuchs); lucrările lui Howard şi ale lui Franklin au precizat că masa organică a huilelor reprezintă un sistem macromolecular numai parţial aromatic.

Literatura de specialitate menţionează o serie de formule atribuite masei cărbunoase. Astfel sînt cunoscute: modelele lui Fuchs, cu reţele aromatice, cu oxigen şi azot în nuclee heterociclice, cu grupe carbonilice şi structuri naftenice marginale; modelul de peropirenpolimeri legaţi prin punţi de oxigen şi modelul toroid, cu legături aromatice condensate, fără structură de reţea, ale lui Gillet; modelul lui Huck şi Karveil compus din unităţi de dibenzpiren legate cu structuri de metilen, ce dispar pe măsura incarbonizării; modelul poliindenic cu punţi de oxigen al lui Storch şi Orchin; modelul lui Dryden şi Griffith de reţea aromatică cu grupe metil laterale; modelul modificat al lui Fuchs cu nuclee aromatice condensate, într-un sistem ciclic saturat.

Ample şi avansate sînt lucrările lui D. W. van Krevelen [13, 22] pentru stabilirea structurii huilelor, remarcîndu-se metoda analizei structurale folosite de aceasta. Pe baza analizei elementare, a analizei densimetrice, a analizei refractometrice şi a cercetării însuşirilor optice, a spectrelor în raze infraroşu, a spectrelor de difracţie în raze X, a proprietăţilor mecanice şi reologice, a însuşirilor chimice (materii volatile, solvoliză şi hidroliză, hidrogenare, oxidoliză), van Krevelen ajunge la concluzii ce pot fi rezumate astfel:

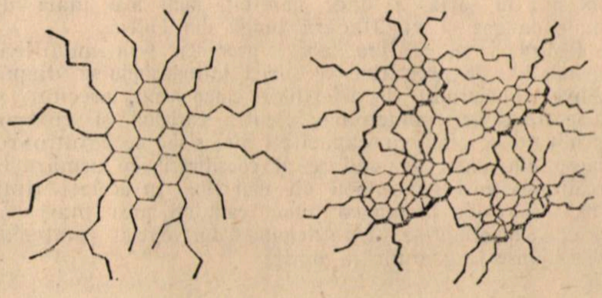
Masa cărbunoasă este alcătuită din macromolecule ce cuprind sisteme aromatice condensate plane, unite prin structuri de legătură nearomatice, dar parţial ciclice, apărînd ca lamele. Pe măsura huilificării (incarbonizării) scade fracţiunea nearomatică din macromolecule, se rup structurile de legătură, ceea ce duce la un moment dat (88% C) la relaxarea structurii, dar apoi creşterea aromaticităţii şi a întinderii reţelei măreşte forţa de atracţie între lamele, rigiditatea sistemului. Lamelele plate aromatice se aranjează în straturi, căpătînd caracter de cristalite, reţeaua cărbunoasă se apropie de cea a grafitului (anizotropie, difracţie X).

Un ultim articol al lui D. W. van Krevelen încearcă să cuprindă mecanismul şi chimismul formării cocsului în aspectul lui cantitativ prin studiul asupra unui sistem de substanţe cu structură cunoscută (amestec pe bază de răşini fenol-formaldehidice) care la încălzire la temperaturi de 65—100°C trec prin stări analoage celor prin care trece o huilă cocsificabilă la încălzire pînă la 400—450°C [33].

Deosebit de dezvoltate sînt cercetările sovietice în problema structurii huilelor şi a procesului de aglutinare [14, 24, 25, 26, 27, 28, 29, 30, etc.]. S. G. Aronov arată că masa vitritului este un coloid cu macromolecule — unităţi elementare structurale — ce se repetă. Macromolecula este un sistem aromatic condensat cu atomii de carbon marginali înconjuraţi de „franjuri“ de grupe laterale; aceste franjuri sînt alcătuite din lanţuri de hidrocarburi şi combinaţii cu oxigen mai puţin stabile. Macromoleculele formează pachete, straturi plane paralele, legate transversal prin punţi de H sau O (fig. 2).

V. I. Kasatocikin consideră că huilele tinere au o structură de polimer spaţial, unitatea structurală fiind o reţea plană hexagonală cu lanţuri laterale alifatice, cu grupe oxidril şi carboxil. Unităţile sctructurale sînt legate între ele tridimensional, prin aceste catene laterale. Incarbonizarea se manifestă prin ordonarea reţelelor şi prin trecerea polimerului spaţial în polimer plan ce se apropie de structura grafitului.

Pe această linie, cercetătorii sovietici consideră că procesele descompunerii termice a cărbunilor sînt unitare prin esenţa lor, între procesul de formare al cocsului şi procesele de formare a gudroanelor şi gazelor, existînd interdependenţă, ele decurgînd toate pe aceeaşi bază.



a. Fig. 2 b.

Imaginea structurală a vitritului: a) unitate elementară b) reţea spaţială.

Fondul chimic al formării produselor de pirogeneză a cărbunilor (cocs, gudroane, gaze) constă în ruperea grupelor laterale, luînd naştere o fază lichidă, precum şi în reacţia dintre grupele laterale rupte, între ele şi nucleele reţelelor şi în nuclee, importantă fiind cantitatea şi calitatea grupelor laterale, ceea ce determină deosebirile dintre diferitele tipuri de cărbuni.

La cărbunii tineri, cantitatea de grupe laterale şi lungimea lor este mare şi ele se rup uşor; din cauza conţinutului ridicat de oxigen, sînt volatile şi nestabile termic, de aceea ele nu pot conlucra la concreşterea macromoleculelor, cocsul rezultat fiind de calitate slabă. La huilele de cocs, deşi numărul de grupe laterale din structură este mai mic, acestea sînt mai stabile la temperatura începutului de concreştere a nucleelor; la huilele slabe şi la antracit faza lichidă formată prin ruperea grupelor laterale este în cantitate prea mică, nu se produce aglutinare, cantitatea de subproduse chimice este de asemenea mică. Manifestarea exterioară a acestor procese chimice constă în aglutinarea granulelor şi formarea structurii poroase a cocsului ca şi în degajarea produselor volatile—gudroane şi gaze.

Cercetătorii sovietici consideră că pentru elaborarea bazelor tehnicii noi de prelucrare a cărbunilor, este necesară dezvoltarea lucrărilor pentru cercetarea structurii şi însuşirilor lor, stabilirea legilor de transformare a substanţei cărbunoase, stabilirea legăturii între schimbările structurale şi proprietăţile produselor de prelucrare a cărbunilor; în acest fel fizico-chimia cărbunilor va putea influenţa asupra dezvoltării tehnicii folosirii industriale a cărbunilor.

Un rol de seamă în această direcţie îl are nu numai fizico-chimia cărbunilor, ci şi petrografia lor. [13, 14, 16, 17, 18, 19, 20, 31, 32].

De cîteva decenii încă, s-a stabilit macroscopic prezenţa în cărbuni a patru componenţi petrografici ce au fost denumiţi: vitrit, clarit, durit şi fuzit, fiecare dintre aceştia avînd aspecte, însuşiri mecanice, fizice, reologice şi chimice diferite şi determinate. Studiul însuşirilor componenţilor petrografici arată valoarea lor diferită în utilizările tehnologice ale cărbunilor în special din punct de vedere al cocsificării, cunoscută fiind aptitudinea vitritelor de a da un cocs bun, spre deosebire de durite şi mai ales de fuzite.

Cercetarea microscopică a acestor componenţi petrografici („macroscopici") arată neomogenitatea structurii lor, de aceea s-au introdus o serie de noi denumiri pentru microcomponenţii ce intră în alcătuirea componenţilor petrografici drept constituenţi: celinit, telinit, xilinit, vitrinit, colinit, micrinit, exinit, rezinit, etc.

D. W. van Krevelen, în lucrările sale recente [13], folosindu-se de noţiunea de „macerale" (cărbunele fiind considerat ca o rocă alcătuită din minerale denumite „macerale", adică microcomponenţii) prezintă o nouă sistematizare în petrografie analizînd şi geneza fiecărui microcomponent pe baza graficului de huilificare (incarbonizare) elaborat de acest cercetător.

Cercetătorii sovietici au întreprins numeroase studii de sistematizare şi simplificare a grupării componenţilor petrografici. Intr-adevăr, stabilit fiind că fuzitul şi vitritul sînt omogeni în timp ce claritul şi duritul se prezintă la microscop neomogene şi constau din substanţe diferite la fel de complexe ca şi cărbunele, s-a pus problema reexaminării nomenclaturii petrografice în scopul de a uşura chimiştilor cărbunari cunoaşterea particularităţilor şi însuşirilor chimicotehnologice ale cărbunilor. „Maceralii" (microcomponenţii) în număr extrem de mare (din lucrările Mariei Stopes, Seyler, Panusz, Szadeczki etc.) provoacă unele dificultăţi în studii, de aceea petrografii sovietici din şcoala lui Jemciujnikov (Ammosov, Popov, Nesterenko) i-au sistematizat în grupe de microcomponenţi asemănători: grupa vitritului, grupa fuzitului, grupa elementelor cutinice şi corpii răşinoşi (bitumenul A).

Bineînţeles noţiunea de „grupă" are sens cumulativ Cărbunii bruni, care reprezintă o etapă mai puţin dezvoltată de transformare a tuturor elementelor componente ale plantelor în interdependenţa lor, L. L. Nesterenko îi consideră alcătuiţi din următoarele grupe petrografice: acizi humici, elemente galbene de formă (exinele polenurilor) materiale fuzinizate, substanţe humice neutrale şi bitumene [17].

In ceea ce priveşte structura fină a microcomponenţilor petrografici ai huilei, cercetătorii sovietici arată, pe baza modelului elaborat pentru vitrit (reţeaua aromatică cu grupuri laterale), că ei se deosebesc prin dimensiunile reţelelor de bază, caracterul şi lungimea grupelor laterale şi gradul de orientare reciprocă a reţelelor.

Aceste concepţii şi sistematizări sovietice în domeniul petrografiei, deschid perspective şi posibilităţi metodologice pentru cunoaşterea mai adîncă a particularităţilor şi însuşirilor tehnologice ale cărbunilor.

Pe baza acestor concepţii au fost întemeiate ultimele lucrări de studiu al microstructurii cărbunilor de către cercetătorii sovietici, alcătuindu-se atlase cu microfotografii ale secţiunilor subţiri efectuate pe diferiţi cărbuni [32].

★

Pe baza şi în paralel cu aceste studii teoretice de deosebită importanţă, în ultimul deceniu s-au făcut vaste lucrări de aplicare practică a concluziilor acestora, ajungîndu-se la dezvoltarea unor noi procese tehnologice de prelucrare a cărbunilor, ce s-au introdus cu deosebit succes în economiile diferitelor ţări, creindu-se acolo noi perspective de dezvoltare a industriei.

Un domeniu deosebit de frămîntat din acest punct de vedere a fost tocmai cocsificarea cărbunilor. Deficienţele grave ale procesului de fabricare a cocsului pe cale clasică, îngustarea sensibilă a bazei de materii prime datorite epuizării relative a huilelor folosite la fabricarea cocsului, au dus la căutarea febrilă de noi căi pentru obţinerea combustibilului necesar furnalelor.

Aşa s-a pus problema folosirii la fabricarea cocsului a huilelor cu slabe capacităţi de aglutinare sau chiar a cărbunilor complet lipsiţi de capacitatea de aglutinare. Căile principale de atac pentru rezolvarea acestor probleme de importanţă vitală pentru dezvoltarea industriei grele s-au orientat în două direcţii:

1) lărgirea bazei de materii prime a industriei cocsochimice clasice, păstrîndu-se însă esenţa acestui proces, adică cuptoarele orizontale de cărămidă refractară cu mers discontinuu folosite astăzi;

2) urmărirea realizării unor noi procedee tehnologice de fabricare a cocsului care, deosebindu-se fundamental de cocsificarea clasică, să permită fabricarea unui bun

cocs metalurgic din cărbuni consideraţi pînă astăzi ca necocsificabili.

Căutarea de noi soluţii care să permită folosirea în cuptorul de cocs clasic a unor şarje care să conţină — sau chiar să se bazeze pe cărbuni slab aglutinanţi, cum sînt, de exemplu, huilele de gaz — a pus în faţa specialiştilor din acest domeniu probleme deosebit de grele.

Calitatea cocsului, exprimată prin rezistenţa la încercarea la tobă şi prin granulaţia obţinută, se schimbă în mod sensibil şi îl face inapt pentru a fi folosit în furnal, la introducerea în şarjă a huilelor tinere cu slabe proprietăţi de cocsificare. Cercetările şi acumularea de observaţii în practica industrială făcute încă din secolul trecut au ridicat din ce în ce procentul de huilă de gaz folosit în şarjă, dar în general participarea acesteia a rămas mică, mai întotdeauna sub 30%.

In Silezia, unde aceste huile sînt predominante, s-a trecut foarte curînd la îndesarea şarjei (stamparea, bătucirea ei) şi la cocsificarea în cuptoare strîmte şi la temperaturi înalte. [34]. Dar nici aceste soluţii nu au rezolvat decît parţial problema obţinerii cocsului din cărbuni tineri.

Pe de altă parte, constatîndu-se importanţa deosebită a uniformităţii cocsului pentru bunul mers al furnalului, s-a pus un accent deosebit pe menţinerea unei calităţi constante în producerea cocsului.

Furnaliştii au constatat că un furnal poate lucra mai bine cu un cocs de calitate inferioară, dar constantă, decît cu un cocs de calitate superioară, dar cu variaţii puternice ale caracteristicilor sale [35].

Pentru a rezolva această problemă s-a căutat să se obţină un cocs de calitate uniformă prin uniformizarea şarjei pe întregul lui flux de la mină pînă la cuptorul de cocsificare şi prin menţinerea riguros constantă a condiţiilor tehnologice.

In U.R.S.S. de exemplu, pentru a se asigura o constanţă a calităţii cocsului de ± 4 kg la rezistenţă la toba Sundgreen, de ± 0,4% la cenuşă şi ± 0,05% la sulf, se impune o constanţă a calităţii cărbunilor la mină caracterizată prin variaţii maxime de ± 1% pentru valoarea cenuşii. [35].

La instalaţiile de preparare se impune produsului spălat o constanţă de ± 0,6% la cenuşă, ± 0,1% la sulf, cerîndu-se în acelaşi timp o constanţă de ± 1 mm a grosimii stratului plastic. Bineînţeles că realizarea acestor valori cere o urmărire deosebit de atentă şi de riguroasă a ritmicităţii producţiei la mină şi în instalaţiile de preparare şi o uniformizare în timp a cărbunilor, precum şi o grijă specială în ceea ce priveşte livrarea cărbunilor către cocsării.

In cadrul uzinei cocsochimice, prin posibilităţile de amestecare ce există în depozitul de cărbune, prin dozarea în şarjă a diferitelor varietăţi de cărbune, prin măcinarea ce se poate realiza, condiţiile impuse devin şi mai riguroase, cerîndu-se realizarea unei uniformităţi exprimată prin următoarele cifre : [36].

Cenuşe ± 0,3% ; Sulf ±0,07% ;
Umiditate ± 0,5% ; Materii volat. +0,7% ;
Conţinut granul. 0—3 mm în şarja măcinată ± 1 %.

Astfel, s-a ajuns la necesitatea elaborării unor procedee care să realizeze o uniformitate deosebit de constantă a şarjei. Pentru aceasta, în Franţa, unde problema folosirii la cocsificare a cărbunilor de Lorena este deosebit de acută, s-au pus la punct diferite procedee, dintre care se remarcă mai ales procedeul Longwy — Bürstlein, în care, printr-o preparare selectivă şi petrografică a cărbunilor se asigură o uniformitate înaintată a şarjei în ceea ce priveşte granulaţia şi repartiţia diferiţilor cărbuni în şarjă după granulaţie.

Dovedind că pentru a caracteriza granulaţia unei şarje indicarea limitelor este cu totul insuficientă, deoarece între două limite date se pot găsi un număr infinit de curbe de repartizare a granulaţiei materialului, se introduce un indice de granulaţie care caracterizează alura curbei. Pentru ca acest indice să rămînă cît mai constant în şarjele ce intră la cocsificare, atît pentru şarjă în timp, cît şi pentru fiecare component în parte, s-a pus la punct un proces tehnologic în care se realizează aceste condiţii prin măcinare, ciuruire, amestecare şi remăcinare. Şarja astfel obţinută asigură obţinerea unui cocs cu o structură uniformă şi o calitate mult îmbunătăţită, rezolvînd astfel şi problema folosirii în şarjă a unor cantităţi mult mai mari de huile de gaz şi cu flacără lungă din Lorena.

Pentru a se realiza acest procedeu s-au modificat instalaţiile de pregătire a şarjei introducîndu-se dispozitive de ciuruire a diferiţilor componenţi, precum şi dispozitive de remăcinare. Pentru cărbunii şi componenţii petrografici cu capacităţi mai slabe de aglutinare, inerţi din punct de vedere al cocsificării, se urmăreşte realizarea unei granulaţii cît mai fine. In acelaşi timp însă, se evită formarea unor cantităţi prea mari de praf, eliminîndu-se întotdeauna din circuit materialele ajunse la granulaţia dorită.

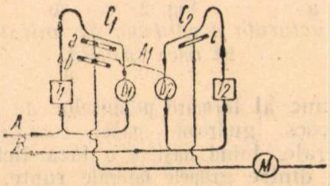


Fig. 3.

In fig. 3 este prezentat fluxul unei instalaţii care permite realizarea tuturor acestor condiţii.

După cum se vede din figură, pregătirea şarjelor se face pe două linii separate: prima pentru pregătirea cărbunilor mai aglutinanţi, iar a doua pentru pregătirea materialelor mai inerte. Pe linia întîia, cărbunele (**A**) care trece prin toba de amestec (**T**₁) este ciuruit prin ciurul dublu (**C**₁) şi granulaţiile care sînt inferioare limitei fixate pentru şarjă pleacă la amestecătorul (**M**). Refuzul pe ciurul superior trece prin dezintegratorul (**D**₁) (sau alt tip de moară) şi se reîntoarce în toba (**T**₁). Materialele tari ce trec prin ciurul (**a**), însă sînt refuzate de ciurul (**b**), sînt trecute în circuitul materialelor inerte, intrînd în fluxul acestora. Pe linia doua se supun pregătirii materialele slab aglutinante, formate din constituenţi petrografici tari şi inerţi sau ieşiţi din circuitul întîi, precum şi din cărbunii degresanţi (**B**) ce intră în compoziţia unei şarje. Dacă granulaţia maximă a materialelor rezultate din linia întîia de pregătire ce intră în amestecătorul (**M**) este de 3 mm, ciurul (**c**) din circuitul al doilea va avea ochiurile de 1,5 mm, în aşa fel ca granulaţia materialelor inerte să fie cuprinsă între 0—1,5 mm. Ciurul (**a**) este ales la 4 mm, astfel încît linia de deversare (**A**₁) aduce în al doilea circuit granulaţiile de 3—4 mm. Pentru a se putea realiza ciuruirile la aceste granulaţii mici, procedeul foloseşte ciururi încălzit electric. In ultimii cinci ani au intrat în funcţiune 7 instalaţii care funcţionează pe diferite variante ale acestui procedeu, cea mai mare putînd prelucra 3000 t cărbune/zi. Rezultatele obţinute au fost bune, putîndu-se obţine în şarje cu cantităţi ridicate de huilă de gaz de Lorena rezistenţe la toba Micum de 70—80% peste 40 mm şi 6,5—7,5% sub 10 mm. Pentru a mări densitatea şarjelor nestampate se foloseşte metoda microadaosurilor de uleiuri minerale (0,2—1%) utilizate în U.R.S.S. încă în timpul celui de al doilea război mondial de către **A. A. Agroskin** şi colaboratorii săi.

Pe lîngă acest procedeu s-au mai încercat în Lorena metodele de degresare cu semicocs şi cu praf de cocs, precum şi folosirea şarjelor stampate asupra cărora, fiind destul de bine cunoscute în ţara noastră, nu ne vom mai extinde. [38].

Dar toate aceste soluţii cît de elegante şi de atrăgătoare, nu rezolvă în mod fundamental deficienţele procedeului clasic de fabricare a cocsului, care, deși a trecut prin importante îmbunătățiri ale detaliilor procesului și ale bilanțului termic, a rămas totuși o fază oneroasă și costisitoare a fabricării fontei.

Specialiști recunoscuți ai tehnologiei cocsului clasic ca J. Nadziakiewcz și B. Roga [39] arată că: „Tehnologia de cocsificare utilizată în prezent și-a îndeplinit bine sarcinile și le va mai îndeplini pe o anumită perioadă de acum înainte, dar direcția rațională economică de dezvoltare“... (și lipsa cărbunelui cocsificabil)... „par să indice că această tehnologie stă în fața necesității unei radicale revizii sau poate chiar în fața perspectivei apusului. Cu alte cuvinte cocsificarea, așa cum o știm în starea ei actuală, este condamnată poate la o lentă lichidare și treptat va ceda locul unei alte metode noi de obținere a cocsului pentru furnal sau a unor noi metode de elaborare a fontei“.

În cadul aceleiași lucrări, enumerînd principalele dezavantaje ale tehnologiei clasice, autorii arată că aceasta suferă de:

„1. O foarte limitată posibilitate de utilizare a cărbunilor de tipuri inferioare la fabricarea cocsului metalurgic.

2. Calitatea produsului (cocsului) nu poate fi standardizată, deoarece proprietățile fizice și chimice ale cocsului depind de cărbune, de pregătirea și însușirile lui de cocsificare, de condițiile cocsificării, etc. și nici măcar în procesul de cocsificare nu i se pot da acestuia caracteristici concrete, previzibile.

3. Rezultatul procesului este un cocs cu o mare neuniformitate a bucăților contrar cerințelor furnalului. El trebuie sortat și prin aceasta randamentul de cocs siderurgic se limitează și se micșorează cu atît mai mult cu cît cărbunele a fost mai prost.

4. Un randament foarte mic de produse lichide ale cocsificării ce nu depășesc 5%.

5. Descompunerea produselor volatile ale cocsificării se petrece în condiții prea severe, ceea ce nu permite stăpînirea randamentelor și calităților acestor produse față de cerințele actuale.

6. O foarte scăzută productivitate a procesului — sub 8 kg cocs pe oră și m^2 de suprafață încălzită.

7. Cuptoarele actuale de cocsificare trebuie construite din materiale pe bază de silice ceea ce face dificilă întreruperea în funcționare pentru efectuarea reparațiilor și obligă mai degrabă la lucru neîntrerupt al instalației pînă la distrugerea bateriei.

8. În ceea ce privește schimbarea condițiilor procesului, instalațiile de cocsificare sînt puțin sau integral neelastice.

9. Rigiditatea schemei de încălzire atrage după sine imposibilitatea varierii ei după calitatea cărbunelui.

10. Mari pierderi de căldură provocate de stingerea cu apă a cocsului fierbinte ca și de necesitatea adaosului de apă la cărbune.

11. Afară de aceasta, adaosul de apă la șarjă atrage o mărire a sistemului de exhaustare și condensare.

12. Un ridicat cost al construcției (peste 100.000 zloți pe tonă cocs pe zi *). Economice sînt unitățile mijlocii și mari (peste 1500 t cocs/zi).

13. Procesul este legat de o puternică impurificare a atmosferei în jurul cocsăriei și propunerile pentru înlăturarea acestui inconvenient nu sînt încă satisfăcătoare“.

La fel, Karavaev, într-una din ultimele lucrări privind cocsificarea, apărută în U.R.S.S., [41] sintetizează în cîteva puncte aceleași deficiențe majore ale procedeului clasic de cocsificare:

— discontinuitatea procesului care împiedică mărirea productivității cuptoarelor, complică deservirea și provoacă variații în calitatea produselor cocsificării;

— neuniformitatea încălzirii șarjei;

— supraîncălzirea spațiului de sub bolta cuptoarelor și deci o cracare excesivă a produselor volatile;

— transmiterea indirectă a căldurii, prin pereți, duce la înrăutățirea condițiilor procesului și a calității produselor;

— complexitatea și volumul ridicat al bateriilor de cocsificare, investițiile foarte ridicate pe care le cere o cocsărie modernă.

Problemele devin și mai acute dacă se examinează situația materiei prime pentru fabricarea cocsului. Nu numai la noi în țară, ci chiar și în țări cu o puternică industrie carboniferă (U.R.S.S., Anglia, R .P. Polonă, etc.) se pune problema găsirii unor metode care să permită utilizarea drept materie primă pentru cocsificare și a altor cărbuni decît huilele aglutinante.

În U.R.S.S. problema este pusă mai ales pentru realizarea unei repartizări uniforme a industriei pe întregul teritoriu al țării, în timp ce în alte țări (R.D.G., R.P.U., Australia de vest etc.), această cale apare ca unica soluție posibilă pentru asigurarea siderurgiei cu combustibilul pentru furnal.

Condiția esențială pentru a se putea folosi cărbunii inferiori la fabricarea cocsului, este punerea la punct a unei metode care să permită obținerea pe baza acestei materii prime a unui cocs ce să corespundă cerințelor furnalului înalt. Literatura ultimilor ani este extrem de bogată în diferite informații și dări de seamă asupra procedeelor încercate în diferite țări pentru rezolvarea acestei probleme.

În cele ce urmează nu ne vom extinde asupra tuturor aspectelor acestei probleme analizate pe larg în diferite articole anterioare [42], ci vom examina mai îndeaproape cîteva procedee și instalații de producere a cocsului din cărbuni necocsificabili, ajunse la scară industrială: procedeul folosit în R.P.F. Jugoslavia pe bază de adaos de huile foarte aglutinante, procedeul din R. D. Germană de cocsificare a brichetelor fără liant din cărbune brun pămîntos și procedeul în două trepte (cocsificarea brichetelor cu liant) din R. P. Ungară.

Pe baza cercetărilor efectuate de Popovic și Samec asupra cărbunilor jugoslavi s-a dezvoltat un procedeu de fabricare a cocsului din cărbuni bruni cu adaos de huilă grasă, procedeu a cărei descriere a fost făcută de către A. Jäppelt [43] în cadrul „Zilelor miniere și metalurgice“ din 1953 la Freiberg — R. D. Germană.

Cărbunii necocsificabili folosiți au fost cărbuni „bruni tari“ și cărbuni „bruni lignitici“ cu un conținut redus de cenușă și cu structură xiloidă tipică.

Drept huilă grasă s-a utilizat cărbunele de Rasa (eocen) care, din punct de vedere al maturității, se găsește la limita dintre cărbunii bruni și huile. Acest cărbune extrem de bogat în materii ceroase și rășinoase, dă la semicocsificare în retorta de aluminium — 26% gudron, are 50% materii volatile și este compus din 65% clarit și 25% vitrit. Conținutul de sulf organic oscilează între 10—12% !

Sînt de remarcat la acest cărbune: temperatura joasă de înmuiere (266°C) intervalul mare al zonei plastice (144°C) și valoarea extraordinar de mare a plasticității (1.400.000 față de cca 10.000 la huilele de cocs și 50—70.000 la huilele grase).

La fabricarea cocsului de cărbune brun pe calea adaosului de huilă grasă, participarea acesteia se poate menține la cca 50%. În cazul cărbunelui de Rasa, cu proprietăți de cocsificare excepționale, se poate reduce cota de participare a acestuia la cca 35%. Un efect favorabil are și un adaos redus (cca 3%) de smoală proprie, care în acest caz nu joacă rol de liant, ci de fluxant, micșorînd vîncozitatea masei plastice. Cercetările au arătat că adaosul de cărbune de Rasa trebuie menținut în limite strînse excesul făcînd cocsul spongios, iar lipsa de huilă face cocsul friabil. S-a mai îmbunătățit calitatea cocsului introducîndu-se în rețetă huile de cocs de Ruhr, fără capacitate de umflare. Pe baza acestor experiențe continuate și la scara mai mare s-a trecut la construcția a două cocsării cu cîte 75 cuptoare Collin. Cocsificarea se face cu șarje stampate în

---

*) Cifra indicată pare necorespunzătoare realității fiind mult prea mică. (n. n.)

cuptoare normale de cocsificare. Inainte de încărcare, cărbunii sînt uscaţi prin şoc de temperatură pentru a se evita oxidarea. Caracteristicile unui cocs obţinut pe această cale, comparate cu cele ale unui cocs de Ruhr, sînt date în tabela de mai jos.

Sarja ; Cărbune Rasa	%		20	—
Cărbune „brun tare"	%		30	—
Cărbune brun lignitic	%		30	—
Huilă de Ruhr	%		25	100
Cenuşă -	%	cca	15	10
Sulf	%		2	1
Punct de aprindere	⁰C	cca	425	580
Reactivitea după Koppers			185	80
Bezistenţa electrică la 300 at		cca	1900	550
Rezistenţa la cădere peste 30 mm	%	cca	85	90
Rezistenţa la toba Micum peste 40 mm	%	cca	70	75

Construcţia industriei grele în R.D.G. a cerut rezolvarea problemei fabricării unui cocs pe baza cărbunilor bruni pămîntoşi existenţi în mari cantităţi în ţară. Pentru aceasta s-a pus la punct procedeul Rammler-Bilkenroth, construindu-se o cocsărie de mare capacitate la Lauchhammer. [44].

Materia primă a acestui procedeu o constitue cărbunii bruni pămîntoşi (amorfi) din zăcămîntul de la Niederlausitz. Pe lîngă caracteristicile obişnuite ale cărbunilor bruni pămîntoşi (o bună capacitate de brichetare fără liant), cărbunii din acest zăcămînt se disting printr-un conţinut extrem de redus de cenuşă şi sulf.

Esenţa procedeului constă în următoarele:

Cărbunii bruni din zăcămîntul menţionat sînt brichetaţi în stare fin măcinată, conform lucrărilor lui Bilkenroth, care a arătat că din granulaţii extrem de fine (0—1 mm), se pot obţine la presa funie (Strangpresse) brichete „supradure" de calitate superioară.

Uscarea şi carbonizarea acestor brichete, cu atingerea treptată a temperaturii de cca. 1000⁰C, se fac în condiţii menajate, astfel ca rezistenţa brichetelor să nu scadă.

Din punct de vedere al rezistenţei la toba Micum, în special în ceea ce priveşte roaderea (praf sub 10 mm), calitatea acestor cocsuri nu echivalează cu calitatea cocsurilor de huile.

Celelalte caracteristici ale cocsului de acest fel sînt:

Cenuşă	%	10—12
Sulf	%	1—1,2
Umiditate	%	0,5—1
Materii volatile	%	2—2,8
Punct de aprindere	⁰C	cca 380
Carbon (la masa combust.)	%	98—99
Put. calor infer.	kcal/kg	cca 7200

Rammler, Bilkenroth şi colaboratorii lor prezintă într-o serie întreagă de articole, rezultatele diferitelor cercetări în legătură cu cocsificarea brichetelor din cărbuni de Niederlausitz, urmărindu-se corelaţia între rezistenţa brichetelor şi rezistenţa cocsului, influenţa caracteristicilor materiei prime, a granulaţiei, a uscării, a temperaturii de cocsificare, a posibilităţilor de îmbunătăţire a tehnologiei brichetării cărbunilor mărunţi etc.

Din punct de vedere tehnologic, procedeul de fabricare a cocsului din cărbuni bruni pămîntoşi de Niederlausitz se poate împărţi în două faze distincte:

a) fabrica de brichete, care este construită pe baza tehnologiei obişnuite în R.D.G., cu modificările cerute pentru măcinarea şi uscarea cărbunelui de granulaţie atît de fină

b) Cocsăria cuprinde cuptoare de construcţie specială (fig. 4). Aceste cuptoare sînt alcătuite din:

— un preuscător de construcţie asemănătoare uscătorului Lurgi în care uscarea se face cu gaze „de spălare" în circuit;

— cuptorul propriu-zis este vertical, cu încălzire externă de jos în sus, astfel încît temperatura pereţilor scade în mod uniform spre partea superioară.

După cuptoare cocsul trece în instalaţia de răcire uscată, în care răcirea se face cu un circuit de gaze, pînă la temperatura de 100—150⁰C.

Cocsul fabricat la Lauchhammer este utilizat în primul rînd la uzinele metalurgice „West" din Calbe — R.D.G., la elaborarea fontei în furnalele cu cuvă scundă, la fabricarea carbidului şi pentru alte diferite scopuri, ca înlocuitor al cocsului de huilă. De menţionat că cercetările efectuate au început în R.D.G. în 1949 şi că cocsăria de la Lauchhammer a intrat în funcţiune încă în 1952.

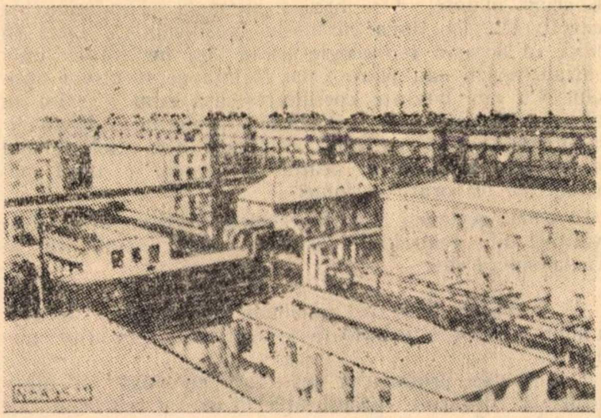


Fig. 4
Cocsăria de la Lauchhammer (R.D.G.)

Studii şi lucrări pentru a obţine cocs din cărbuni bruni prin metoda în două trepte au fost începute în Ungaria încă din anul 1930, însă cercetări de anvergură şi cu rezultate aplicabile industrial au fost întreprinse numai în ultimul timp.

Problema cheie a fabricării unui cocs de calitate în R.P. Ungară este înobilarea cărbunilor, deoarece materia primă disponibilă este bogată în cenuşe şi mai ales în sulf. Dintre toate zăcămintele examinate a putut intra în consideraţie cel de la Borsod, care corespunde ca posibilităţi de spălare, conţinut de sulf, precum şi ca posibilităţi de producţie.

In urma cercetărilor făcute s-a ajuns la un procedeu care cuprinde următoarele faze: 1. — Spălarea în lichide grele, 2. — deshidratarea prin procedeul fleissnerizării, 3. — cocsificarea cărbunelui deshidratat, 4. — brichetarea cocsului mărunt obţinut prin măcinare şi 5. — cocsificarea brichetelor astfel obţinute.

Brichetarea se face cu cca. 10% smoală de cocsărie şi cu un adaos de 7—20% huilă cu capacităţi optime de cocsificare măcinată sub 0,5 mm. Cocsificarea atît pentru treapta I-a cît şi pentru brichete se face în cuptoare verticale discontinue. Stingerea cocsului se face pe cale uscată. Caracteristicile principale ale cocsului obţinut sînt:

Umiditate	0,0% ;	Cenuşă	18,0% ;
Mat. Vol.	3,0% ;	Carb. fix.	79,0% ;
Rezistenţa la toba Micum	+40 85%		
	—10 15%		

Pe baza rezultatelor obţinute s-au făcut încercări pe scară industrială şi s-a trecut la construirea în cadrul celui de al doilea cincinal a unei noi uzini cocso-chimice la Berente, bazată pe cărbunii bruni din bazinul Borsod. (fig. 5).

In afară de aceste procedee ajunse la faza industrială, mai trebuie menţionat şi procedeul din Silezia Superioară (Hutta Julla) în două trepte, pus la punct pe baza lucrărilor lui Thau, Baum şi Hock, ale cărui instalaţii industriale au fost distruse la sfîrşitul celui de al doilea război mondial [46].

Pe cale de dezvoltare, la diferite faze de cercetare, sînt procedeele de producere a cocsului prin cocsificarea brichetelor obţinute în stare plastică, contribuţii însemnate fiind cele aduse în ultima vreme de cercetătorii sovietici, sub conducerea acad. L. M. Sapojnikov [47]; procedeele cehoslovace, poloneze, australiene, precum şi „procedeul într-o treaptă şi jumătate" elaborat în ţara noastră [42].

Avînd în vedere situaţia cărbunilor din ţara noastră, ce pot intra în discuţie la fabricarea cocsului, situaţie caracterizată prin faptul că nu există decît zăcăminte puţin importante de huile de cocs clasice sau huile degresante (Anina, Secul, Doman) şi că cea mai mare parte a producţiei şi disponibilităţilor de cărbuni o formează huilele de gaz (Lupeni, Uricani, Vulcan) precum şi cărbunii bruni huiloşi necocsificabili (Petrila, Aninoasa, Lonea) din Valea Jiului, rezolvarea problemei fabricării cocsului trebuie să meargă pe două căi:

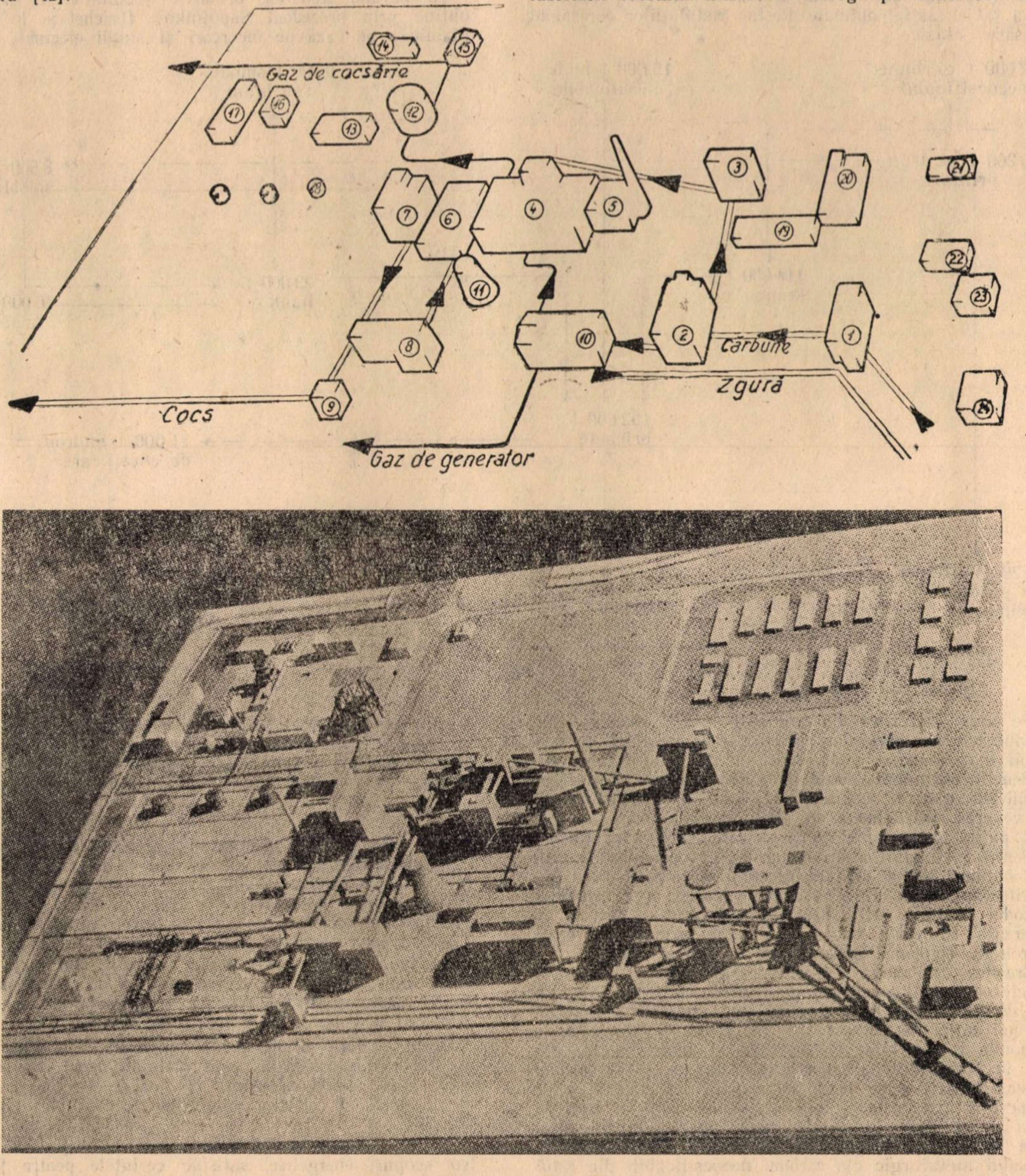


Fig. 5 Fluxul şi macheta cocsăriei de la Berente (R.P.U.)

1. Siloz de cărbune brut; 2. Spălătoria de cărbune; 3. Staţia de deshidratare; 4 Cuptoare de cocs; 5. Cazan recuperator; 6. Secţia de răcire a cocsului; 7. Sortarea cocsului; 8. Secţia de pregătire şi brichetare. 9. Staţia de încărcare; 10. Staţia de generatori; 11. Turn de răcire; 12. Rezervor de gaz' 13. Secţia de suflat de amoniu; 14. Secţia de fenosolvan; 15. Staţia de compresoare; 16. Secţia de desulfare. 17. Centrala termică; 18. Depozite de uleiuri; 19. Depozit; 20. Ateliere; 21. Post de prim ajutor pentru gazaţi; 22. Laboratorul central; 23. Direcţie. 24. Club.

a) Procedeul clasic modificat pentru folosirea huilelor de gaz drept component de bază;

b) Punerea la punct a unui procedeu de fabricare a cocsului din cărbuni necocsificabili.

Fabricarea cocsului metalurgic pe baza huilelor de gaz din Valea Jiului (Lupeni), studiate încă din secolul trecut [48], a fost rezolvată, punîndu-se la punct un procedeu [49, 50] care constă din degresarea huilelor de gaz (măcinate sub 3 mm) cu 14—18% semicocs (măcinat sub 1 mm) şi încărcarea prin stampare a şarjei astfel obţinute. Restul instalaţiilor corespund cocsăriei clasice.

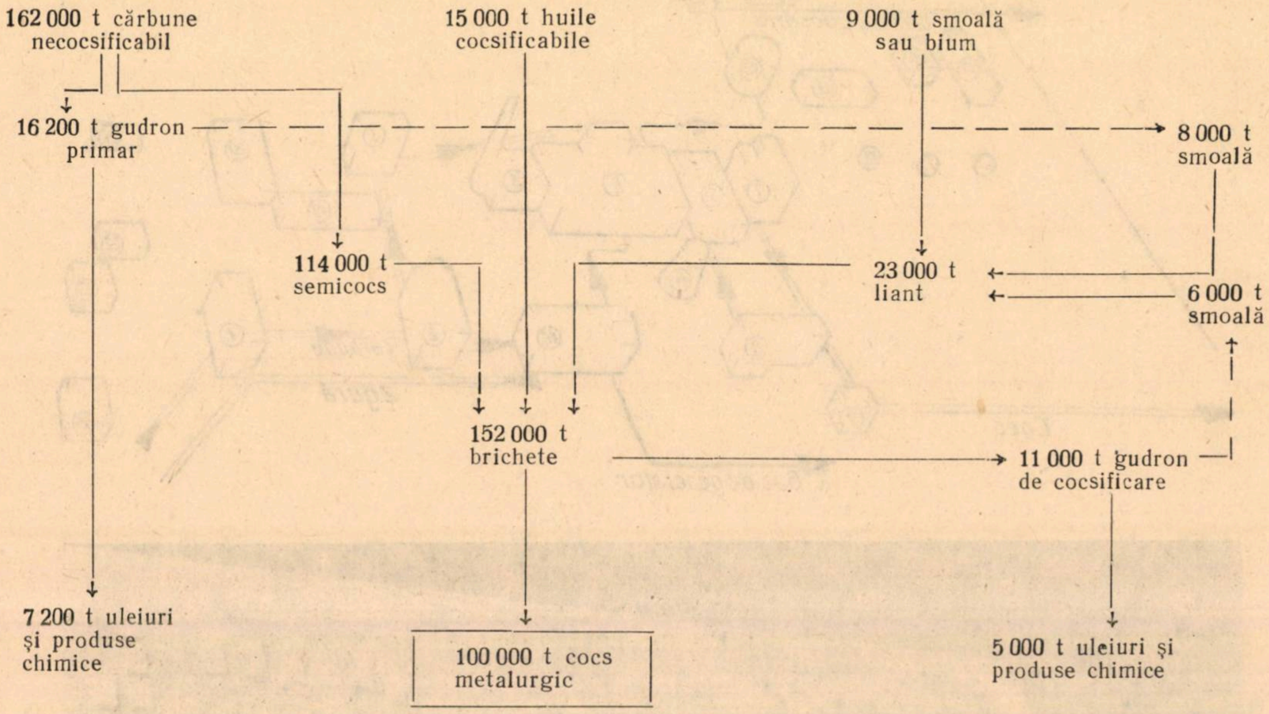

162 000 t cărbune necocsificabil
15 000 t huile cocsificabile
9 000 t smoală sau bium
16 200 t gudron primar
8 000 t smoală
114 000 t semicocs
23 000 t liant
6 000 t smoală
152 000 t brichete
11 000 t gudron de cocsificare
7 200 t uleiuri şi produse chimice
100 000 t cocs metalurgic
5 000 t uleiuri şi produse chimice

Fig. 6

Pe baza lucrărilor din anii 1948—1950, efectuate sub conducerea cercetătorilor sovietici, s-a proiectat şi construit marea uzină cocsochimică de la Hunedoara.

Pentru extinderea bazei de materii prime s-au făcut studii în cadrul sectorului de cocs ICEC—ICEPROC, în vederea introducerii în şarjă şi a huilelor de gaz mai puţin aglutinante de la Uricani şi Vulcan [51].

Pentru dezvoltarea mai departe a procedeului şi pentru îmbunătăţirea calităţii cocsului obţinut trebuie urmărită aplicarea, în cadrul procedeului, a concluziilor metodei Longwy—Bürstlein de măcinare selectivă şi încercată folosirea în şarjă a adaosurilor de origine petrolieră (păcură, smoală, cocs de petrol etc.).

Creşterea continuă a producţiei de fontă, intrarea în funcţiune a noilor capacităţi de producţie, prevăzute în cel de al doilea plan cincinal cer cantităţi din ce în ce mai mari de cocs, ce nu vor putea fi acoperite de disponibilul de huile cocsificabile şi nici de capacităţile de producţie ale cocsăriilor bazate pe procedeul clasic. Pentru a se micşora importul de cocs şi a se acoperi în proporţie cît mai mare necesarul de cocs pe bază de materie primă indigenă, va trebui dezvoltat pînă la faza industrială, un procedeu de fabricare a cocsului metalurgic din cărbuni necocsificabili din estul Văii Jiului. Pentru aceasta vine în primul rînd în considerație procedeul de cocsificare „într-o treaptă şi jumătate" care permite obţinerea unui cocs de calitate superioară (320—340 kg rezistenţă la toba Sundgreen, 10—12% cenuşă, cca 2% sulf). Acest procedeu nu cere pentru realizare punerea la punct de utilaje noi, deoarece el constă din reunirea într-un flux tehnologic nou a unor operaţii şi utilaje de mare productivitate, bine cunoscute şi larg folosite în industriile de prelucrare a cărbunilor.

Pe baza lucrărilor efectuate în ultimii ani acest procedeu a fost dezvoltat pînă în faza semiindustrială încercîndu-se cocsul produs într-un furnal înalt de mică capacitate (40 m^3), cu rezultate bune.

Fluxul tehnologic şi un bilanţ de materiale pentru acest procedeu sînt reprezentate în fig. 6.

În paralel trebuiesc urmărite rezultatele ce se pot obţine prin procedeul Sapojnikov (brichetare în stare plastică) pe bază de încercări şi studii efectuate şi la noi în ţară, deoarece, după punerea la punct a utilajelor şi a instalaţiilor corespunzătoare acest procedeu poate constitui o soluţie elegantă şi economică pentru producerea cocsului din cărbuni din estul Văii Jiului.

★

Din cele mai sus prezentate, rezultă că atît pentru fabricarea cocsului metalurgic din huilele de gaz din ţara noastră prin procedeul clasic, cît şi pentru o parte din procedeele de fabricare a cocsului din cărbuni necocsificabili, apare ca o fază absolut necesară semicocsificarea unei părţi din cărbunii ce intră în şarjă.

La fabricarea cocsului clasic 14—18% din şarjă este semicocsul adăugat, ca degresant, iar la procedeele în două trepte şi într-o treaptă şi jumătate semicocsul intră cu o cotă de participare de la 25—75%.

Drept materie primă pentru producerea semicocsului nu intră în considerație decît cărbunii bruni huiloşi din estul Văii Jiului (Petrila, Aninoasa, Lonea, Vulcan blocul VIII şi celelalte mine din această parte a bazinului).

Aceşti cărbuni, folosiţi deocamdată în majoritate pentru scopuri energetice, satisfac cerinţele pentru fabricarea semicocsului, atît în cea ce priveşte posibilităţile de producţie, posibilităţile de descenuşare prin spălare, cît şi calitatea semicocsului produs.

Totuşi, folosirea lor este legată de două caracteristici importante:

a) procentul ridicat de cărbuni mărunţi (cca 50% sub 10 mm) rezultaţi din exploatare;

b) începutul slab dar totuşi prezent de aglutinare (indice Roga în jur de 15).

Lipsa de cunoaştere a procedeelor de semicocsificare de mare productivitate legată de o insuficientă atenţie acordată cercetărilor privind semicocsificarea cărbunilor de PAL, precum şi o anumită lipsă de curaj tehnic, au făcut ca la una din unităţile de semicocsificare, de curînd intrată în funcţiune, să fie proectate şi construite cuptoare vechi, de productivitate redusă şi neeconomice de tip Ab-der Halden .Aceste cuptoare au un bilanţ termic deficitar (cca 50% din căldură necesară trebuie adusă din afară) şi o productivitate de numai 0,9 t/m² zi.

Studiile şi cercetările făcute în ultimii ani au arătat că semicocsificarea acestor cărbuni se poate face în cuptoarele Lurgi pentru granulaţiile mai mari [52, 53], iar pentru cărbunii mărunţi există perspective de a se realiza semicocsificarea prin fluidizare [54].

Deşi iniţial s-a presupus că în cuptorul Lurgi nu vor putea fi prelucrate decît granulaţiile de cărbune peste 10—15 mm, există unele indicaţii care arată posibilitatea prelucrării şi a unor granulaţii inferioare, bineînţeles cu o micşorare corespunzătoare a productivităţii cuptorului.

Chiar dacă nu se vor obţine rezultatele scontate cu granulaţia avînd limita inferioară la 3 mm, este sigur că se vor putea prelucra cărbuni cu granulaţia avînd limita inferioară la 5 mm, iar cea superioară între 10—20 mm.

Avînd în vedere posibilităţile actuale de spălare pe sorturi granulometrice, trebuie remarcat că oricare va fi limita inferioară de granulaţie cu care se va lucra în cuptorul Lurgi (fie 3 mm fie 5 mm), va trebui să se prevadă o instalaţie de ciuruire la această granulaţia care să asigure minimum de de subgranulaţie.

În orice caz funcţionarea cuptorului Lurgi cu astfel de granulaţii mărunte va trebui examinată din punct de vedere al economicităţii faţă de funcţionarea lui pe granulaţiile peste 10 mm.

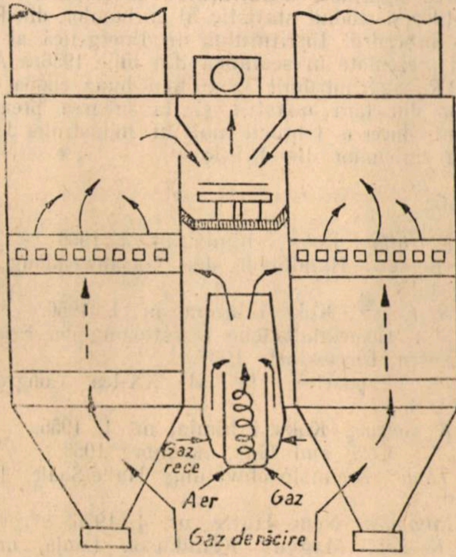


Fig. 7

Menţionăm ca fiind interesantă, în privinţa producerii unui semicocs mărunt, o modificare a cuptoarelor Lurgi de la Combinatul „Otto Grotewohl" din Böhlen — R. D. Germană (fig. 7), care constă în eliminarea ventilatoarelor de recirculare a gazelor din zona de semicocsificare, ceea ce micşorează prăfuirea şi înfundarea canalelor şi ventilatoarelor, deci măreşte durata de funcţionare între două opriri de curăţire, aproape la dublu (22—24 luni) [55].

Pentru granulaţiile sub 5 mm, încercările de laborator şi pilot efectuate asupra cărbunilor de PAL, au arătat posibilitatea folosirii semicocsificării în pat fluid [54]. Instalaţia folosită în cadul ICEMIN — Sectorul Semicarbonizare, este prezentată în fig. 8, extrasă din articolul citat la [54].

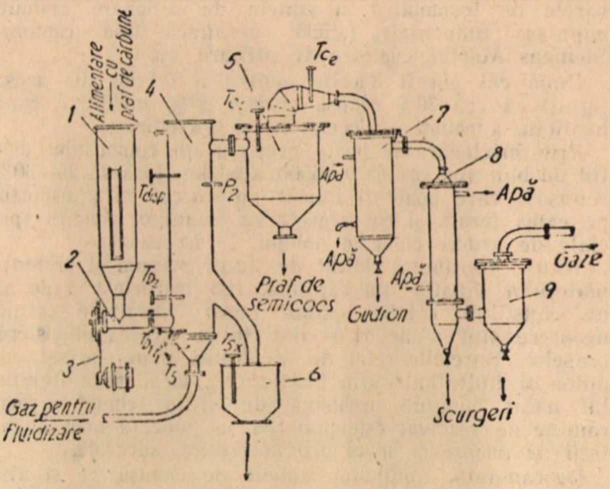


Fig. 8

1 — buncăr ; 2 — transportor elicoidal ; 3 — sistem de acţionare ; 4 — reactor ; 5 — ciclon ; 6 — recipient de semicocs ; 7 — degudronator umed ; 8 — răcitor tubular ; 9 — degudronator uscat.

Ts — temperatura de suflaj ; TD_1 — temperatura faza densă lîngă sită ; TD_2 — temperatura fază densă stabilizată ; Tdisp — temperatura faza dispersă (deasupra patului) ; Tci — temperatura ciclon intrare ; Tce — temperatura ciclon eşire ; Tsx — temperatura în buncărul de semicocs ; P_1 şi P_2 — prize de presiune.

Combinarea celor două tipuri de cuptoare Lurgi şi fluidizare — rezolvă pentru întreaga gamă de granulaţii semicocsificarea cărbunilor de PAL, creindu-se astfel baza tehnică şi economică de folosire a acestor cărbuni la cocsificare.

În cele de mai sus s-au examinat diferitele aspecte ale folosirii tehnologice a cărbunilor, accentuîndu-se asupra acelui aspect al problemei care este mai acut în momentul de faţă în ţara noastră ; fabricarea cocsului metalurgic — şi am neglijat în mod voit alte aspecte importante ca recuperarea şi prelucrarea subproduselor. Trebuie totuşi menţionat că fără valorificarea integrală a produselor chimice ce rezultă la cocsificare şi semicocsificare nu se pot realiza sarcinile de reducere a preţului de cost al cocsului şi se grevează prin aceasta în mod dăunător preţul de cost al fontei, oţelului şi maşinilor produse. Un calcul sumar preliminar a arătat că numai recuperarea fenolilor din gudroanele şi apele de semicocsificare ar putea aduce un venit anual care duce la amortizarea instalaţiei în cca 2 ani şi după acest timp ar iefteni în mod simţitor preţul semicocsului produs.

Pentru cărbunii bruni lemnoşi (ligniţi) care reprezintă cca 50% din rezervele noastre de cărbuni, nu se pot prevedea, cel puţin în momentul de faţă, decît utilizări energetice. Aceasta datorită faptului că din cauza conţinutului ridicat de cenuşă şi a lipsei unei metode de descenuşare tehnic şi economic valabilă, nu se poate asigura producerea unui semicocs corespunzător.

Pe de altă parte prezenţa în ţara noastră a unor masive zăcăminte de ţiţei şi gaze naturale, fac ca folosirea ligniţilor pentru fabricarea de combustibili lichizi prin semicocsificare sau hidrogenare, ca şi fabricarea gazului de sinteză ($CO+H_2$) pentru amoniac sintetic sau benzină sintetică, să nu fie valabile din punct de vedere economic.

In afara utilizării lor energetice directe (la termocentrale, în transporturi, focare industriale şi casnice) ligniţii vor putea fi folosiţi pentru asigurarea cu combustibil superior a anumitor focare ce pun condiţii speciale combustibilului întrebuinţat.

Astfel de focare sînt: sobele şi plitele casnice, focarele de locomotivă în zonele de solicitare, anumite cuptoare industriale (sticlă, ceramică fină, cuptoare Siemens Martin, cuptoare de afînare, etc.).

Două căi pot fi folosite pentru a fabrica din aceşti ligniţi cu cca 30% cenuşă şi cca 30% umiditate, combustibili adecuaţi: brichetarea şi gazeificarea.

Prin brichetare se poate prepara un combustibil destul de bun (cu cca 5500—6500 kcal/kg, însă cu 25—30% cenuşă), care poate fi folosit cu succes în transportul pe calea ferată şi cu respectarea anumitor condiţii speciale de ardere chiar în sobele de uz casnic.

Totuşi, conţinutul ridicat de liant, precum şi prezenţa materiilor volatile din cărbune, fac brichetele crude să nu constituie soluţia optimă pentru încălzitul casnic, deoarece sînt fumigene şi duc la încărcarea atmosferei oraşelor. Sarcinile celui de al doilea plan cincinal vor putea fi îndeplinite prin brichetarea cu liant a lignitului uscat, singura problemă de ordin tehnic ce mai rămîne de rezolvat este punerea la punct a unor instalaţii de uscare de mare productivitate, adecvate.

Deocamdată, conţinutul ridicat de cenuşă, ca şi alte caracteristici ale ligniţilor, pun piedici realizării brichetării fără liant, iar semicocsificarea preconizată pentru a obţine un combustibil casnic de calitate, nu are o bază economică datorită randamentelor scăzute şi calităţilor inferioare ale subproduselor [56].

Un purtător de energie mult mai valoros şi care permite obţinerea unui efect util ridicat, este gazul. Obţinut din sonde sau artificial, fie prin gazeificare fie prin desgazare, gazele reprezintă combustibilii cei mai de preţ pentru toate industriile, deoarece arderea lor se face complet, cu un exces minim de aer, prin arderea lor se pot obţine temperaturi foarte ridicate în focare — mai ales prin preîncălzire — consumul de combustibil se poate regla uşor în funcţie de încărcarea focarului, se poate uşor modifica atmosfera din focar — reducătoare sau oxidantă — se poate regla lungimea flăcării, etc. Energia lor poate fi uşor şi direct transformată în energie mecanică prin folosirea gazelor în motoare cu explozie şi turbine de gaz.

Dintre toţi combustibilii casnici, gazul prezintă cele mai mari avantaje ca manipulare, curăţenie şi preţ de cost pe caloria utilă produsă. Transportul gazelor la locul de consum poate fi asigurat foarte simplu prin conducte şi doar depozitarea lor ridică oarecari probleme.

Pentru ţara noastră problema gazeificării ligniţilor sau a altor combustibili inferiori (turbă, deşeuri etc.) se poate pune numai în regiunile lipsite de aprovizionare cu gaze naturale. Pentru aceste regiuni, transformarea combustibililor inferiori în gaz prin gazeificare permite o mai bună utilizare a lor, un efect util mult mai ridicat decît folosirea acestor combustibili ca atare sau sub formă de brichete. In funcţie de felul consumatorului şi de distanţa lui de la mină se pot lua în consideraţie două tipuri de instalaţii pentru producerea gazului [56]:

a) pentru reţeaua de alimentare urbană şi pentru consumatorii mari sau care cer gaze bogate situaţi la distanţă, gazeificarea sub presiune cu aburi şi oxigen (tip Lurgi);

b) pentru consumatorii mari care pot lucra cu gaze sărace, situaţi în imediata vecinătate a minei de lignit, gazeificarea cu aer în gazogene cu pat fluidizat (tip Winkler).

Construcţia gazogenelor obişnuite şi transportul cărbunilor în granulaţii speciale (de ex. 20—40 mm) la distanţe relativ mari sînt neraţionale şi neeconomice faţă de căile menţionate mai sus pentru transformarea ligniţilor în gaz.

De menţionat că în ţara noastră probelemei gazeificării în instalaţii moderne nu i s-a acordat suficientă atenţie şi sprijin. Generatoarele pentru lignit construite şi în curs de construcţie sînt de tip vechi, cu grătar rotativ, cu o productivitate redusă şi neeconomice.

★

Deşi problemele de prelucrare tehnologică a cărbunilor au o deosebită importanţă pentru economia naţională, ele nu s-au bucurat de atenţia cuvenită. Nu există un for central care să coordoneze şi să îndrume toate problemele ce privesc acest domeniu şi diferitele aspecte ale acestor probleme sînt privite drept chestiuni secundare ale diverselor ministere. Aşa s-a putut întîmpla ca o unitate nouă să fie proiectată şi construită cu cuptoare de semicocsificare de tip vechi de 20 de ani, ca diferite unităţi să treacă prin perioade prea lungi de rodaj şi de punere la punct şi ca definitivarea unor procese tehnologice noi să se tărăgăneze din lipsă de instalaţii pilot şi semiindustriale.

Nici din partea A.S.I.T.-ului n-a existat sprijinul necesar, secţia de chimie dezicîndu-se complet de problemele de chimizare a cărbunilor, iar secţiile de mine şi de metalurgie considerîndu-le ca nefăcînd parte din sfera lor de activitate.

Cu toate acestea s-au obţinut succese importante în domeniul cocsificării, unde, cu ajutorul sovietic, s-a putut pune la punct procesul tehnologic al noii uzini cocsochimice şi în care domeniu s-a verificat, la scară semiindustrială, un proces tehnologic original de cocsificare a cărbunilor necocsificabili; apoi realizări importante s-au obţinut în domeniul cercetărilor de semicocsificare prin stăpînirea şi folosirea fenomenului fluidizării şi stabilirea posibilităţilor de folosire a cuptorului Lurgi. Toate aceste realizări obţinute în ultimii ani în cadrul Institutului de Cercetări al Ministerului Minelor, precum şi studiile de brichetare, de stabilire a însuşirilor de cocsificare a cărbunilor din Valea Jiului, efectuate în cadrul aceluiaşi Institut, ca şi studiile privind gazeificarea ligniţilor, desulfurarea cocsului, descenuşarea ligniţilor şi studiul statistic al cărbunilor, din R.P.R., efectuate în cadrul Institutului de Energetică al Acad. R.P.R. şi prezentate în sesiunea din iulie 1956 a Academiei R.P.R., au contribuit la o mai bună cunoaştere a cărbunilor din ţara noastră şi la crearea premizelor pentru introducerea tehnicii noi în industriile de prelucrare a cărbunilor din R.P.R.

Bibliografie

[1] *L. I. Uliţkii:* Koks i himia, nr. 3, 1956.
[2] *U. Becher:* Handbuch der Gasanwendung, Berlin, 1953.
[3] *A. S. Kvaşa:* Koks i himia, nr. 1, 1956.
[4] * * * : Gemeinfassliche Darstellung der Eisenhüttenwesen, Düsseldorf, 1937.
[5] * * * : Rapoartele la al XX-lea Congres al P.C.U.S.
[6] *A. K. Şelkov:* Koks i himia, nr. 1, 1955.
[7] * * * : Coke and Gas, noembr., 1955.
[8] *A. Thau:* Brennstoschwelung Halle/Saale, 1949—1950.
[9] *E. Rammler:* Neue Hütte, nr. 4, 1956.
[10] *P. Kristof:* Magyar Kémikusok Lapja, nr. 11, 1955.
[11] *Gh. Gheorghiu-Dej:* Raportul de activitate al C.C. al P.M.R. la cel de al II-lea Congres P.M.R., Buc., 1955.
[12] * * * : Directivele Congresului al II-lea al P.M.R. cu privire la cel de al II-lea plan cincinal, Buc., 1955.
[13] *D. W. van Krewelen:* Analles des Mines de Belgique, 1954—55.
[14] * * * : Himia i genezis tverdih goriucih iscopaemîh, Moscova, 1953.
[15] * * * : The ultrafine structure of coal and coke, Londra, 1944.

[16] *W. Swistosławski:* Fizyko-chemia wegli kamiennyc i procesu kokosowania, Varşovia, 1953.

[17] *L. L. Nesterenko:* Din lucrările privind problemele folosirii complexe a turbelor şi cărbunilor din R.S.S. Ucraineană, Kiev, 1951.

[18] *B. Roga:* Chemia wegla, Varşovia, 1955.

[19] *E. Szádeczki-Kardoss:* Szénközettan, Budapesta, 1952.

[20] *Iu. A. Jemciujnikov:* Geologia generală a cărbunilor, Moscova, 1948.

[21] *H. H. Lowry:* Chemistry of coal utilisation, New-York, 1947.

[22] *D. W. van Krewelen* ş. a.: Brennstoffchemie, Fuel, Analles des Mines de Bilgique, 1954, 1955, 1956.

[23] *W. Fuchs:* Freiberger Forschungshefte A, 1955.

[24] *S. G. Aronov:* In „Probleme de chimizarea cărbunilor şi de fluidizare", Buc. 1955.

[25] *V. I. Kasatocikin:* In idem.

[26], [27], [28], [29], [30] *L. M. Sapojnikov — V. I. Kastocikin, L. L. Nesterenko, V. I. Kastocikin, V. I. Kasatocikin* ş. a., *I. I. Ammosov* etc.: In „Chimia şi geneza combustibililor fosili solizi", Bucureşti, 1956.

[31] *B. Panusz, T. Laakowski:* Petrografia wegla, Katowicz, 1950.

[32] *V. S. Iablokov,* ş. a.: Atlas mikrostruktur uglei donetkovo basseina, Moscova, 1955.

[33] *D. W. van Krewelen:* Brennstoffchemie, nr. 7/8, 1956.

[34] *E. F. Dürre:* Neueren Cokesöfen, Leipzig, 1892.

[35] *M. A. Pavlov:* Metalurgia fontei, Bucureşti, 1951.

[36] *A. M. Kotkin, I. M. Obuhovski:* Usrednenie kacestvo uglea dlea koksovania, Moscova, 1955.

[37] *E. Bürstlein:* Chaleur et Industrie, p. 351—370, 1954.

[38] * * * : Comisia economică pt. Europa. Comitetul Cărbunelui, Coal (U.W.P.), 65, 12 mai 1955.

[39] *G. I. Deşalit:* Koks i himia, nr. 2, 1956.

[40] *B. Roga, J. Nadziakiewicz:* Lucrările Inst. Central Minier, seria B, comunic. 172, Stalinogrod, 1955.

[41] *I. M. Karavaev, I. Ea. Pilcki, I. G. Şepelev:* Maşinî i apparatî koksohimicescovo proizzvodstva, Moscova, 1955.

[42] *I. Barbu, I. Ştefănescu, N. Nistor:* „Revista Minelor", nr. 8, 10, 1955, nr. 6, 1956.

[43] *A. Jäppelt:* Freiberger Forschungshefte A 24, 1954.

[44] *E. Rammler, G. Bilkenroth:* Bergbautechnik, nr. 1, 1952.

[45] *E. Schlattner:* Magyar Tehnika, nr. 7/8, 1953.

[46] *A. Thau:* Mettalurgical coke, Raport Fiat, Berlin, 1945.

[47] *L. M. Sapojnikov, A. J. Jurovski:* Noua tehnică de cocsificare şi de îmbogăţire a cărbunilor, Moscova, 1956.

[48] *C. Hoffmann:* Rapoartele Congresului Milenar, Budapesta, 1896.

[49] *I. Blum:* Scurtă privire asupra cocsului metalurgic în R.P.R. în Manualul Chimistului, Buc., 1948.

[50] *A. M. Miroşnicenko:* Studiul cărbunilor romîneşti, U.H.I.N., Harcov, 1949.

[51] *I. Barbu, I. Ştefănescu, N. Nistor, St. Forizs, H. Haider* ş. a.: Procese tehnologice ICEC-ICEPROC, 1953—1955.

[52] *I. Barbu, I. Ştefănescu:* Metalurgia şi Construcţia de Maşini, nr. 2, 1954.

[53] *I. Ştefănescu:* Semicocsificarea cărbunilor de Petrila şi a lignitilor în cuptor Lurgi — raport de încercări — ICEPROC, 1955.

[54] *M. Ionescu, V. Anghel:* „Revista Minelor", nr. 5, 1956.

[55] *H. J. Alberti:* Der Braunkohlenschweler oder die Böhlener Schwelfibel, Leipzig-Böhlen, 1941.

[56] *M. Rosenberg, I. Ştefănescu:* Raport şi propuneri privind prelucrarea cărbunilor din R.P.R., Buc., 1956.

НОБАЯ ТЕХНИКА В ОБЛАСТИ КРЕПЛЕНИЯ ЗАБОЕВ С ДЛИННЫМИ ЛАВАМИ

В статье приводятся современные принципы, положенные в основу выбора, проектирования и эксплуатации металлической крепи в забоях с длинными лавами для угольных шахт.

На основе документации описываются последния достижения в области металлической крепи как со стойками и балками, так и механизированной крепи, зарубежной горнорудной техники и отмечается направление дальнейшего развития по вышеупомянутому вопросу,

ВОПРОСЫ НОВОЙ ТЕХНИКИ В ОБЛАСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УГЛЯ В РНР

На основе статистических данных в статье указывается значение разлиных видов технологии переработки угля.

После изложения новейшей концепции о структуре и петрографии углей, описываются последние достижения в области коксования угля классическим способом, коксования некоксующегося угля, а также в области полукоксования. Далее обсуждается применение различных методов в Р.П.Р.

DIE NEUE TECHNIK DES AUSBAUES IN DEM KOHLENSTREBBAU MIT LANGEM ABBAUSTOSSE

In diesem Aufsatz werden die neuesten Grundsätze vorgelegt, diebel der Wahl, dem Entwurf und dem Betrieb des stahlernen Ausbaues des Kohlenstrebbaues mit langem Abbaustosse zugrundezulegen sind.

An Hand mehrerer aus der fachmännischen Litteratur entzogene Beispiele, stellt man die neuesten Entwicklungen in der Technik des Ausbaues mit Stahlstempeln und Kapen sowie des mechanischen Ausbaues dar und weist man auf die Tendenz der Entwicklung derartiges Ausbaues in der Zukumft hin.

PROBLEME DER NEUEN TECHNIK DER TECHNOLOGISCHEN KOHLENVEREDELUNG

In dem Artikel er weist man, an Hand statistischen Angaben, auf die Bedeutung der verschiedenen technologischen Verfahren der Kohlenveredelung hin.

Nach einer Darstellung der modernen Auffassung, hinsichtlich der Struktur unde die Petrographie der Kohle, werden die letzten Erfahrungen mit der klassischen Verkokung, der Verkokung unverkokbarer Kohl- und der Schwelung angegeben.

Es wird die Einführung dieser verschiedenen Veredelungsverfahren in die Rumänische Volksrepublik erörtert.

Országos [illegible]
TULAJDONA

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

ANUNŢ

Se aduce la cunoştinţa tuturor întreprinderilor că Banca de Stat a reorganizat centrele de mostre care funcţionează în următoarele localităţi:

Localitatea	Adresa	Nr. telefon
Bucureşti	Calea Dorobanţilor nr. 36—40	1.93.56
Timişoara	B-dul 23 August nr. 3	17.18
Cluj	Str. Kogălniceanu nr. 7	37.91
Oraşul Stalin	Str. 7 Noiembrie nr. 2	17.93
Ploeşti	Str. S. M. Kirov nr. 5	16.52
Bacău	Str. M. Viteazu nr. 77	88.17
Constanţa	Str. Scarlat Vîrnav nr. 9	17.54
Tg. Mureş	Piaţa Stalin nr. 51, et. I	29.04
Deva	Piaţa Unirii nr. 3	24

Aceste centre de mostre stau la dispoziţia întreprinderilor pentru valorificarea stocurilor supranormative şi disponibile precum şi pentru aprovizionarea cu materii, materiale, piese de schimb etc., necesare activităţii lor.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Minelor — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 2801

Lei 5 exemplarul

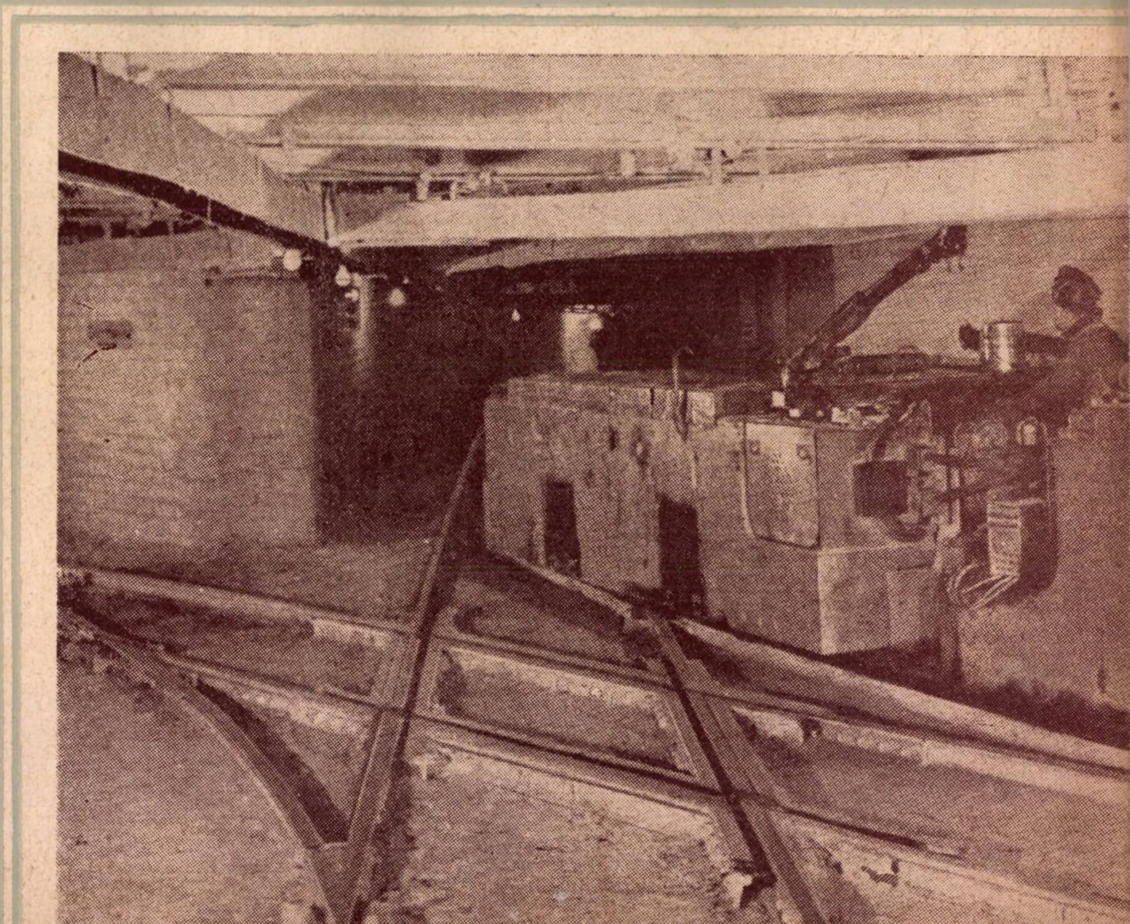
E 1455 d

KAT

Revista
MINELOR

Országos Műszaki Könyvtár
TULAJDONA

Institut. de Documentare Tehnică
BUCUREȘTI
OБMEH - CSERE
VYMENA - WYMIANA
TAUSCH - CMEHA



12

1956

ASIT

Decembrie
1956
Anul VII
Nr. 12

REVISTA MINELOR

ORGAN AL ASOCIAŢIEI ŞTIINŢIFICE A INGINERILOR ŞI TEHNICIENILOR DIN R. P. R.
ŞI AL MINISTERULUI MINELOR

REDACŢIA: BUCUREŞTI • STR. ION GHICA, 3 • TELEFON: 3.57.28 şi 3.07.30

SUMAR

Pag.

* * *: Recomandările consfătuirii pe ţară „Tehnica nouă în minerit“ organizată de Secţia Minelor—A.I.S.T, la Bucureşti în zilele de 19, 20 şi 21 octombrie 1956 597
ABRAHAM LADISLAU: Consideraţii asupra evaluării cărbunilor ca sursă de energie . . 600
ARGHIR CONSTANTIN: Tehnica nouă în domeniul transportului subteran 614
COLAN CORNEL: Realizări mondiale în domeniul transportului subteran 619
SUPERCEANU CAIUS: Tehnica nouă în domeniul analizei electrono-microscopice a minereurilor şi cărbunilor 635
BARBU ILIE, ŞTEFĂNESCU ION, NISTOR NARCISA: Cocs din cărbuni necocsificabili (IV) (Influenţa cocsului de petrol a lianţilor şi a cărbunelui crud în reţeta cocsului brichetă) 641
FRONESCU A., SILETCHI B.: Tehnica sovietică pentru transmiterea azimutelor de la suprafaţă în subteran 643

СОДЕРЖАНИЕ

стр.

* * *: Рекомендации совещания по стране на тему „Новая техника в горном деле“, организованного Горным отделом АСИТ в Бухаресте, 19, 20 и 21 октября 1956 г. 597
А. ЛАДИСЛАУ: К вопросу оценки угля как источника энергии 600
К. АРГИР: Новая техника в области подземного транспорта 614
К. КОЛАН: Зарубежные достижения в области подземного транспорта 619
К. СУПЕРЧАНУ: Новая техника в области электроно-микроскопического анализа руды и углей 635
И. БАРБУ, И. ШТЕФАНЕСКУ и Н. НИСТОР: Кокс из некоксующихся углей (IV). (Влияние нефтяного кокса, связующих и сырого угля на рецептуру брикетированного кокса) 641
А. ФРОНЕСКУ и В. СИЛЕЦКИЙ: Советская техника передачи азимутов с поверхности в недры 643

SOMMAIRE

Page

* * *: Les récommandatins du congrès „La nouvelle technique dans l'exploitations des mines“, convoqué à Bucarest le 19, 20 et 21 Oct. 1956, par l'ASIT, Section Mines . 597
ABRAHAM LADISLAU: Des considérations sur l'évaluation des charbons comme sources d'énergie 600
ARGHIR CONSTANTIN: La nouvelle tehnique dans le transport souterrain 614
COLAN CORNEL: Réalisations mondiales dans le domaine du transport souterrain . . 619
SUPERCEANU CAIUS: La nouvelle technique dans la microscopie électronique des minerais et du charbon 635
BARBU ILIE, ŞTEFĂNESCU ION, NISTOR NARCISA: Le coke obtenu des charbons incoksifiables (IV). (l'influence du coke de pétrole, des liants et du charbon cru dans la recette du coke en briquettes) 641
FRONESCU A., SILETCHI B.: La technique soviétique dans la transmission de l'azimut dans le souterrain 643

INHALT

Seite

* * *: Die Empfehlungen der Tagung „Die neue Technik im Bergbau“, veranstaltet von ASIT, Abteilung Bergbau, in Bukarest, vom 19 bis 21, Okt. 1956 597
ABRAHAM LADISLAU: Betrachtungen über die Schätzung der Kohle als Energiequelle . 600
ARGHIR CONSTANTIN: Die neue Technik in der unterirdischen Förderung 614
COLAN CORNEL: Welttechnische Entwicklungen auf dem Gebiet der Bergbauförderung 619
SUPERCEANU CAIUS: Die neue Technik bei der elektronischen Mikroskopie der Erze und Kohle 635
BARBU ILIE, ŞTEFĂNESCU ION, NISTOR NARCISA: Koks aus unverkokbarere Kohle (IV) (Der Einfluss des Einsatzes von Erdölkoks, Bindemittel und Rohkohle auf die Qualität des Koksbriketts) 641
FRONESCU A., SILETCHI B.: Die sowjetische Technik bei der Uebertragung des Azimuts unter Tage 643

COMITETUL DE REDACŢIE

Conf. ing. **D. LUBENESCU** — laureat al Premiului de Stat, redactor responsabil, aspirant ing. **P. S. ANTON**, ing. **I. BOGDAN**, prof. ing. **I. BONEA**, ing. **C. BUCIU**, prof. ing. **V. BUMBU**, prof. dr. ing. **I. HUBER PANU** — membru coresp. al Academiei R.P.R., prof. dr. **V. IANOVICI** — laureat al Premiului de Stat, ing. **L. PĂCURARU**, prof. ing. **V. POBORAN**, prof. dr. habil ing. **M. STAMATIU** — laureat al Premiului de Stat, prof. ing. **GH. VANCI**.

Országos Műszaki Könyvtár TULAJDONA

REVISTA MINELOR

ANUL VII — NR. 12 — DECEMBRIE 1956

Recomandările consfătuirii pe țară „Tehnica nouă în minerit“

organizată de secția Mine — A.S.I.T., la București, în zilele de 19, 20 și 21 octombrie 1956

Dezvoltarea mineritului din țara noastră necesită continua ridicare a nivelului tehnico-științific al cadrelor de ingineri și tehnicieni mineri.

Ridicîndu-și nivelul tehnico-științific, inginerii și tehnicienii mineri vor putea să realizeze o mai bună organizare a procesului de producție, să introducă metode înaintate în muncă, să folosească din plin capacitățile utilajelor existente, să introducă cu succes tehnica nouă și să obțină indici tehnico-economici mai ridicați, contribuind astfel în bună măsură la realizarea și depășirea sarcinilor planului cincinal și, prin aceasta, la întărirea economică și politică a patriei noastre, pe linia trasată de Directivele celui de-al II-lea Congres P.M.R. și a Rezoluției Plenarei din 27—29 decembrie 1956.

In acțiunea de ridicare a nivelului tehnico-științific al inginerilor și tehnicienilor din sectorul minier, „Revista Minelor are un rol important, rol ce va trebui intensificat în cursul anului 1957. Revista va trebui să devină un organ viu și mobilizator de informație tehnică și științifică a maselor de ingineri și tehnicieni mineri asupra problemelor celor mai actuale ale sectorului, asupra realizărilor obținute, promovînd — în mod susținut — tot ceea ce este nou și progresist în domeniul minier.

„Revista Minelor“ va trebui să oglindească activitatea secțiilor din cadrul filialelor și al cercurilor ASIT și să devină o tribună de discuții critice asupra problemelor tehnice actuale ale producției.

Tematica „Revistei Minelor“ pe anul 1957 este în principal axată pe probleme ce derivă pentru sectorul minier din directivele celui de-al II-lea Congres al P.M.R. și ale Rezoluției Plenarei C. C. din 27—29 decembrie 1956, precum și pe recomandările Consfătuirii pe țară a inginerilor și tehnicienilor din sectorul minier, organizată de Secția Mine în colaborare cu Ministerul Minelor cu aportul revistei, la București în zilele de 19—21 octombrie 1956, cu tema: „Tehnica nouă în minerit“.

Publicăm în continuare recomandările acestei consfătuiri.

I. *In vederea îndeplinirii Directivelor trasate de cel de-al doilea Congres P.M.R., inginerii și tehnicienii care activează în sectorul minier s-au întrunit la București, în zilele de 19—21 octombrie 1956 pentru a dezbate problema introducerii și extinderii tehnicii noi și a metodelor de lucru avansate în industria minieră, în cadrul consfătuirii organizate de Secția Mine din Consiliul Central A.S.I.T., în colaborare cu Ministerul Minelor.*

II. *In urma dezbaterilor din cadrul consfătuirii a rezultat că în industria minieră din R.P.R. s-au realizat unele progrese pe linia introducerii tehnicii noi.*

Totuși, față de metodele și tehnica aplicată în U.R.S.S. și în alte țări, industria noastră minieră este încă în urmă. De asemenea, din referate și discuții a reieșit că datorită organizării defectuoase și pregătirii insuficiente a unora din cadrele de ingineri, tehnicieni și muncitori, la unele întreprinderi miniere, nu s-au putut pune în valoare, în condiții optime, nici mijloacele existente și nici metodele de lucru avansate.

In lucrările și în dezbaterile consfătuirii s-au prezentat ultimele realizări tehnice în industria minieră mondială. **Consfătuirea,** *analizînd aceste realizări și ținînd seama de situația actuală a industriei miniere, de condițiile specifice mineritului nostru și avînd în vedere sarcinile de mărire a producției și productivității muncii și de reducere a prețului de cost, face următoarele recomandări :*

A. In domeniul geologiei

1. *Dezvoltarea cît mai rapidă a sectorului geofizic în cadrul întreprinderilor de exploatare ale Ministerului Minelor și ale Comitetului geologic, pentru aplicarea metodelor moderne de prospectare geofizică, atît la suprafață cît și în subteran.*
2. *Sistematizarea cercetărilor în domeniul hidrogeologiei, stabilindu-se metode de exploatare și rezolvare a problemei apelor pentru condițiile din țara noastră.*
3. *Determinarea celor mai potrivite tipuri de instalații de foraj, cu sondeze, pentru condițiile din țara noastră.*

B. In domeniul mecanizării

1. *Față de rezultatele obținute în străinătate în ultimii ani, prin folosirea utilajului nou, se impune într-o primă etapă documentarea, schimbul de experiență și inițiere*

de experimentări, iar într-o a doua etapă, introducerea combinelor de înaintare și de abataj, potrivite condițiilor de zăcămînt din minele noastre.

2. *Experimentarea unor noi tipuri de mașini de încărcat, mai corespunzătoare condițiilor din minele noastre, decît cele folosite actualmente.*

3. *Revizuirea condițiilor tehnice de fabricare a actualelor unelte pneumatice miniere, în vederea asigurării unei funcționări normale și de lungă durată.*

4. *Studierea posibilităților de fabricare a unor noi tipuri de utilaje pneumatice miniere mai perfecționate și de o mai mare productivitate.*

5. *Crearea unei strînse legături între uzinele constructoare de utilaje miniere și întreprinderile miniere, în vederea urmăririi comportării acestor utilaje în serviciu, în scopul perfecționării lor.*

6. *Studierea posibilităților de aplicare a hidromecanizării în mineritul nostru.*

C. In domeniul săpării lucrărilor miniere

1. *Inițierea cercetărilor în vederea extinderii perforării rotative în exploatările de cărbuni și experimentării acestora și în exploatările de minereuri.*

2. *Studiul posibilităților de aplicare în industria noastră minieră a metodelor moderne de realizare a lucrărilor de perforare și pușcare (perforare vibro-percutantă, scheme noi de pușcare, încărcături mărite, sisteme moderne de pușcare).*

3. *Inițierea de cercetări, în colaborare cu Ministerul Industriei Chimice, în vederea îmbunătățirii indicilor explozivilor minieri și în special extinderea cercetărilor pentru producerea explozivilor antigrizutoși adecvați condițiilor din minele noastre.*

D. In domeniul susținerii

1. *Stabilirea profilelor geologice pentru rocile din acoperișul zăcămintelor și intensificarea studiilor de mecanica rocilor, studii care să stea la baza aplicării științifice a celor mai potrivite metode de dirijare a acoperișului și de susținere.*

2. *Extinderea susținerii metalice cu grinzi în consolă, în vederea mecanizării în abataj.*

3. *Studierea și experimentarea mijloacelor moderne de susținere în abataj și galerii, cu aplicarea la condițiile specifice exploatărilor miniere din țara noastră (susținere ancorată, prefabricate de beton etc.).*

E. In domeniul mecanicii miniere

1. *Verificarea prin calcul, recondiționarea și raționalizarea rețelelor de aer comprimat pentru a se asigura la locurile de muncă o presiune de cel puțin 5 at.*

2. *Introducerea în minele noastre a ventilatoarelor de mare randament, prin îmbunătățirea ventilatoarelor de tip centrifugal fabricate în țară și prin introducerea ventilatoarelor de tip axial.*

F. In domeniul transportului minier

1. *Tipizarea utilajelor de transport fabricat în țară.*

2. *Trecerea la fabricarea tipurilor moderne de transportoare adecvate condițiilor din minele noastre.*

3. *Introducerea cu titlu experimental a sistemului de dispecer la una din exploatările de cărbuni.*

G. In domeniul electrotehnicii

1. *Imbunătățirea distribuției energiei electrice la exploatările miniere și asigurarea fabricării cablurilor și aparatajului necesar.*

2. *Extinderea iluminatului fluorescent în exploatările noastre miniere.*

3. *Fabricarea în țară a lămpilor cu acumulatori și a lămpilor electro-pneumatice.*

4. *Studiul și experimentarea automatizării instalațiilor de transport și a telecomunicațiilor.*

H. In domeniul metodelor de exploatare

1. *Dimensionarea cîmpurilor miniere să fie făcută pe bază de calcule tehnico-economice, ținînd seama de toți factorii ce intervin.*

2. *Extinderea metodelor de exploatare cu abataj frontal și coordonarea lor cu condițiile de zăcămînt și cu caracteristicile noilor utilaje pentru mecanizarea în abataje, în așa fel, încît să se obțină indicii tehnico-economici optimi.*

3. *Introducerea în sectorul minereurilor a metodelor de exploatare cu o înaltă productivitate a muncii.*

4. *Utilizarea aerajului diagonal în măsură cît mai mare.*

5. *Studiul problemei degazării stratelor în minele cu emanații puternice de metan.*

I. In domeniul preparării substanțelor minerale utile și a prelucrării cărbunelui

1. *Imbunătățirea calității mașinilor de preparare fabricate în țară și a reactivilor de flotație folosiți, precum și introducerea în uzinele de flotație de noi reactivi cu mai mare eficacitate, realizați pe cît posibil din materie primă indigenă.*

2. *Studierea posibilităților de aplicare la uzinele de preparare existente și în special la cele ce se vor construi, a noilor realizări din tehnica preparării: preconcentrarea prin sfărîmare selectivă, separarea în medii dense, hidrociclonarea, flotația pe etape, flotația combinată cu hidrometalurgia etc.*

3. *Studierea metodelor optime de valorificare eco mică a minereurilor sărace de fier și a altor minere sărace.*

4. *Stabilirea limitei economice pentru minele noastre de cărbuni, pînă la care trebuie împinse măsurile pentru îmbunătățirea calității producției brute în mină.*

5. *Intocmirea, în colaborare cu sectorul energetic, a unui plan de lucru pentru studii în legătură cu utilizarea combustibilului inferior în focare și gazogene.*

6. *Stabilirea, în colaborare cu sectorul metalurgic, a calității celei mai economice a cărbunilor pentru cocs.*

7. *Stabilirea, în colaborare cu sectoarele consumatoare de apă, a limitei economice pînă la care este necesară epurarea apelor reziduale din industria minieră.*

8. *Dat fiind importanța problemelor de preparare a cărbunilor și a minereurilor, se recomandă Secției Mine de pe lîngă Comitetul Central A.S.I.T., organizarea unor consfătuiri în acest domeniu.*

K. In domeniul proiectărilor miniere

1. *In urma experienței Biroului de construcții de mașini din Valea Jiului, se recomandă înființarea unor birouri de proiectare de utilaje miniere și în alte centre miniere importante.*

2. *Imbunătățirea calității proiectelor efectuate de IPROMIN, care va trebui să țină seama de ultimele realizări în domeniul tehnicii miniere din lumea întreagă, adaptîndu-le la condițiile din țara noastră.*

L. In domeniul cercetărilor miniere

1. *Studiul posibilităților de înființare în cadrul ICEMIN-ului a unui sector de cercetări în domeniul automatizării în minerit și în preparare și a unui sector de electromecanică minieră.*

2. *Intensificarea preocupărilor actualului sector minier cu probleme privind tehnica nouă în săparea lucrărilor miniere.*

3. *Experimentarea la întreprinderi sub conducerea tehnică a ICEMIN-ului, a noilor procedee și utilaje miniere.*

M. In domeniul măsurilor organizatorice

1. *Crearea condițiilor pentru asigurarea bazei materiale a introducerii tehnicii noi, în special bazele de reparație, piesele de schimb și aprovizionarea cu materiale-cheie.*

2. Intensificarea studiului şi observaţiilor deficienţelor existente în ceea ce priveşte organizarea producţiei, folosirea utilajelor şi aplicarea procedeelor de lucru, în vederea îmbunătăţirii rezultatelor. Comunicarea şi discutarea acestor studii în cercuri mai largi în vederea soluţionării şi extinderii îmbunătăţirilor realizate.

3. Intensificarea activităţii cabinetelor tehnice pe linia promovării tehnicii noi şi sprijinirea invenţiilor şi inovaţiilor.

4. Studierea situaţiei tehnicii securităţii în minele noastre, în lumina tehnicii noi, în vederea aplicării acesteia.

5. In scopul unei largi informări a inginerilor şi tehnicienilor, consfătuirea recomandă ca Ministerul Minelor, precum şi alte ministere avînd sectoare miniere, să organizeze o largă difuzare internă a documentaţiei şi a datelor privind realizările în domeniul aplicării tehnicii noi la diferite exploatări şi şantiere miniere.

III. **Consfătuirea**, ţinînd seamă de dezvoltarea şi complexitatea tehnicii miniere moderne, consideră că trebuie făcut un efort deosebit în vederea atingerii nivelului tehnic mondial. In acest scop, consfătuirea consideră drept obligaţie profesională pentru toţi inginerii şi tehnicienii care activează în întreprinderi, institute de cercetări, de proiectări, de învăţămînt superior şi organizaţii centrale, să se preocupe de promovarea tehnicii noi în minerit, fiecare în domeniul său de activitate.

Pentru studierea la un nivel înalt a tehnicii noi în minerit şi promovarea acesteia, consfătuirea recomandă ca în cadrul institutelor Academiei R.P.R. să ia fiinţă o secţie de studii şi cercetări pentru problemele industriei miniere.

Consfătuirea consideră, de asemenea, că ridicarea nivelului profesional al inginerilor şi tehnicienilor este una din primele sarcini ale A.S.I.T.-ului. In acest sens se recomandă ca Secţia Mine de pe lîngă Consiliul Central A.S.I.T. să organizeze sesiuni de referate pe specialităţi, pentru informarea în domeniul tehnicii noi şi pentru analizarea posibilităţilor de aplicare la condiţiile din ţara noastră. Aceste sesiuni vor trebui pregătite prin publicarea din timp a referatelor în „Revista Minelor".

Consfătuirea ţinînd seamă de faptul că documentarea la faţa locului este cea mai eficace, consideră că trebuie intensificat schimbul de experienţă în ţară prin crearea legăturilor dintre diferite bazine miniere şi trebuie lărgită participarea specialiştilor minieri la expoziţii, congrese, specializări şi schimburi de experienţă în străinătate. Această participare va trebui urmată de aplicarea practică în industria minieră a rezultatelor obţinute pe această cale.

IV. **Consfătuirea**, consideră necesar ca Secţia Mine de pe lîngă Consiliul Central A.S.I.T. să asigure o largă difuzare a tuturor materialelor consfătuirii şi a recomandărilor de faţă, organizînd totodată o urmărire sistematică a promovării acestora prin secţii şi cercuri A.S.I.T.

V. Participanţii la Consfătuire îşi exprimă ataşamentul lor faţă de partid şi guvern.

Ei se angajează să pună toate cunoştinţele, experienţa şi spiritul lor creator în slujba introducerii tehnicii noi în industria minieră, în aşa fel încît sectorul minier să contribuie cu aportul său la îndeplinirea cu succes a prevederilor planului de stat şi prin aceasta la îmbunătăţirea condiţiilor de trai ale oamenilor muncii din ţara noastră.

Considerații asupra evaluării cărbunilor ca sursă de energie

Ing. prof. **Abraham Ladislau**
Institutul de Mine „Gh. Gheorghiu-Dej" Petroșani

In studiul de față autorul dorește să supună discuției criteriile care pot sta la baza stabilirii valorii cărbunilor energetici.

După cum se știe cărbunele este o materie primă de bază a industriei și are diferite posibilități de utilizare dintre care cele mai importante sînt producerea directă de energie și fabricarea cocsului.

In ramura de utilizare energetică cărbunele este concurat de parteneri puternici ca: produsele petrolifere, gazul metan, lemnele și energia hidraulică.

Ținînd cont de aceste împrejurări vom cerceta valoarea cărbunilor în funcție de munca socialmente necesară pentru producerea lor, de valoarea lor de întrebuințare și de legea cererii și a ofertei.

Din specificul industriei carbonifere rezultă că pe lîngă produsele căutate se produc în mod inevitabil și produse cu căutare mai mică: șlam și mixte, într-o proporție ce depinde de condițiile de zăcămînt și de exploatare, de duritatea și posibilitățile de spălare a cărbunilor, precum și de procedeul de spălare aplicat. Cantitatea de muncă cheltuită pentru producția acestor sorturi este aceeași ca și pentru sorturile cu o valoare de întrebuințare superioară. Totuși ar fi greșit să se fixeze același preț pentru mixte ca pentru cărbunele spălat, sau pentru lignit același preț cu cel al huilei. Prin fixarea prețului în raport cu valoarea de întrebuințare a diferitelor produse carbonifere mobilizăm toate eforturile pentru dezvoltarea nivelului tehnic și pentru reducerea prețului de cost.

Deci, implicit, cantitatea de muncă cheltuită pentru producerea unei anumite valori de întrebuințare va trebui să se încadreze în limite, determinate de specificul regiunii sau al țării respective, pentru a atinge scopul final al economiei socialiste: satisfacerea nevoilor materiale și culturale ale societății.

După cum s-a amintit, ramurile cele mai importante de întrebuințare a cărbunilor, sînt producerea de energie și fabricarea cocsului, cu subprodusele sale inerente. In alte țări cărbunele tinde să devină pe lîngă acestea o materie primă pentru diferite produse chimice, fie pe calea gazeificării, fie pe aceea a hidrogenării.

In privința utilizării cărbunilor ca sursă de energie, criteriul cel mai important de evaluare va fi desigur puterea calorifică sau valorile derivate din ea, se vor lua însă în considerare și granulația, reactivitatea, comportarea cenușii și altele, care contribuie la randamentul termic.

Pentru fabricarea cocsului se cere cărbunelui în primul rînd o serie de caracteristici specifice privind gradul de umflare, capacitatea de cocsificare, conținutul de materii volatile, cenușă și sulf, pe cînd puterea calorifică intră pe planul al doilea.

Intre aceste caracteristici nu se pot stabili relații numerice și o caracteristică dorită nu poate compensa alte caracteristici nedorite.

Actualmente este în curs de elaborare un standard internațional pentru clasificarea huilelor, bazat pe posibilitățile lor de utilizare cu privire specială la utilizarea lor la fabricarea cocsului.

In lucrarea de față vom examina cărbunele numai ca sursă de energie și criteriile de evaluare în această ramură de întrebuințare.

Exprimarea cantităților de cărbune în kilocalorii și în combustibil convențional

După cum se știe, majoritatea cărbunilor servesc astăzi pentru obținerea energiei mecanice prin intermediul energiei calorice sau prin intermediul energiei calorice și electrice. In multe cazuri energia conținută în cărbune se consumă sub formă de căldură, fără altă transformare.

Transformarea directă a energiei chimice din cărbune în energie electrică în pile de combustiune este încă în fază experimentală, De aceea energia conţinută în cărbuni ca şi în alţi combustibili se măsoară în unităţi calorice: kilocalorii (kcal).

Deci dacă producţia de minereuri se exprimă prin conţinutul de metal al minereului, producţia de cărbuni în mod consecvent ar trebui exprimată în kcal.

Intr-adevăr, U.R.S.S. şi după ea şi alte ţări, au trecut în ultimii ani la planificarea producţiei de cărbuni în kcal.

Totuşi acest mod de exprimare implică unele dificultăţi şi anume:

1) Conţinutul de energie sau puterea calorifică a unui cărbune nu este o noţiune univocă; există putere calorifică superioară şi inferioară, ambele se pot raporta la diferite stări ale cărbunelui (umed, anhidru, fără umiditate şi cenuşă).

2) Majoritatea tehnicienilor nu pot da o definiţie clară a puterii calorifice şi le-ar fi foarte greu ca dintr-un plan întocmit în kcal să-şi calculeze sarcinile de producţie în tone.

3) Unitatea de kcal este extrem de mică faţă de producţia de cărbuni, care se numără cu milioane de tone.

Din aceste motive este mai indicată folosirea ca unitate de măsură a tonei de combustibil convenţional. După cum se ştie această unitate reprezintă 1 t cărbune cu putere calorifică inferioară de 7000 kcal/kg. In statisticile internaţionale întîlnim această unitate aplicată nu numai la diferite grupuri de cărbuni ci şi la alţi purtători de energie, ca: produsele petrolifere, lemne şi chiar energie hidraulică.

Deşi dificultăţile enumerate mai sus, întîlnite la utilizarea kilocaloriei ca unitate nu se elimină decît în parte, totuşi rezultă avantajul că exprimarea producţiei în tone este mai la îndemîna fiecăruia.

Este evident că adunarea cantităţilor de cărbune brun şi huilă, netransformate în combustibil convenţional, ne dă o imagine cu totul falsă despre ponderea cu care aceşti combustibili intră în bilanţul energetic al ţării şi numai prin transformarea în astfel de unităţi, diferitele surse de energie devin comparabile.

Planificarea producţiei în tone de combustibil convenţional ar avea avantajul că întreprinderile miniere nu ar putea să se prezinte cu realizări fictive lipsind economia naţională de cantităţi importante de energie, ci ar fi obligate să respecte şi calitatea prescrisă a cărbunelui produs.

De asemenea şi contractele de furnituri de cărbune ar trebui încheiate în unităţi de combustibil convenţional. In acest caz consumatorul ar şti exact ce cantitate de energie are de primit.

Acest lucru presupune însă cunoaşterea precisă a puterii calorifice medii a producţiei. Or, în standardele noastre de cărbuni puterea calorifică este considerată drept caracteristică informativă, caracteristici obligatorii fiind numai umiditatea, cenuşa şi granulaţia.

Intr-adevăr, determinarea puterii calorifice presupune un aparataj mai costisitor, personal cu o calificare mai înaltă şi necesită mult mai mult timp decît determinarea curentă a caracteristicilor obligatorii sus-amintite. De aceea, dacă o întreprindere livrează zi de zi mai multe sorturi de cărbuni şi dacă se cer şi analize separate pe destinatar, determinarea puterii calorifice nu poate deveni obligatorie şi curentă.

De aici urmează necesitatea de a cunoaşte puterea calorifică a cărbunelui fără umiditate şi cenuşă şi variaţia ei în funcţie de aceşti doi parametri.

Standardele noastre mai vechi (1949/52) şi normele interne privitoare la cărbuni indică numai puterea calorifică superioară şi conţin, în multe cazuri, date eronate care ies la iveală mai ales dacă se recalculează puterea calorifică la materia combustibilă (cărbune fără umiditate şi cenuşă). Standardele revizuite recent (1954/55) indică puterea calorifică inferioară cu precizarea că ea este raportată la limitele de umiditate şi cenuşă prevăzute în standard. Cu ajutorul formulelor de transformare date în STAS 398—51 Cărbuni — Metode de analiză, putem acum să recalculăm cu prima aproximaţie puterea calorifică la orice altă umiditate şi cenuşă.

Astfel, dacă cunoaştem puterea calorifică inferioară a probei de laborator Pi_1, putem calcula puterea calorifică inferioară raportată la materia combustibilă Pi_{mc} cu ajutorul formulei:

$$Pi_{mc} = Pi_1 \frac{100}{100 - Ut_1 - Cen_1}, \qquad (1)$$

în care:

Ut_1 — umiditatea totală a probei de laborator, în procente;

Cen_1 — cenuşa în proba de laborator, în procente.

De asemenea putem calcula puterea calorifică inferioară Pi_1' la orice alt conţinut de umiditate şi cenuşă Ut_1' respectiv Cen_1' după formula dedusă din cea de sus:

$$Pi_1' = Pi_1 \frac{100 - Ut_1' - Cen_1'}{100 - Ut_1 - Cen_1} \qquad (2)$$

Cunoscînd puterea calorifică inferioară raportată la materie combustibilă putem calcula Pi_1 după formula transformată:

$$Pi_1 = Pi_{mc} \frac{100 - Ut_1 - Cen_1}{100} \qquad (3)$$

De aici ar urma că Pi_1 devine 0 atunci cînd suma $Ut_1 + Cen_1$ se ridică la 100%.

Acest lucru însă nu mai este valabil deoarece în realitate se constată că Pi_1 devine 0 mai înainte ca $Ut_1 + Cen_1$ să devină 100%. Abaterea depinde de natura sterilului care însoţeşte cărbunele.

Pentru cărbunele brun huilos din ţară autorul a arătat într-o comunicare mai veche (1), pe baza unor date experimentale, că Pi_1 variază în funcţie de Ut şi Cen_{105} după formula :

$$Pi_1 = 7433 - 83{,}21\ Cen_{105} - 80{,}18\ Ut + 0{,}8321.\ Cen_{105}.\ Ut \qquad (4)$$

deci devine 0 atunci cînd la $Ut = 0, Cen_{105} = 89{,}3\%$, iar la un conţinut de cenuşă mai mare decît 89,3%, Pi devine negativă. Valori apropiate au găsit şi alţii pentru huile din străinătate. Puterile calorifice calculate cu ajutorul formulei (4) reprezintă medii în jurul cărora valorile determinate pot avea abateri, care însă la multe determinări se compensează.

Vrem să confruntăm datele obţinute după formula STAS şi formula (4). În acest scop, admitem la un cărbune următoarele caracteristici :

$$Ut_1 = 9\%$$

$$Cen_{105} = 19\%$$

$$Cen_1 = 19 \cdot \frac{100-9}{100} = 17{,}29\%$$

$$Pi_1 = 5273 \text{ kcal/kg.}$$

De aici se calculează după formula (1) STAS

$$Pi_{mc} = 5273 \frac{100}{100-9-17{,}29} = 7153 \text{ kcal/kg,}$$

faţă de 7433 kcal/kg, după formula (4).

Pe de altă parte pentru $Pi = 0$ şi $Ut = 0$ rezultă după formula (1) $Cen_{105} = 100\%$, faţă de 89,3% după formula (4).

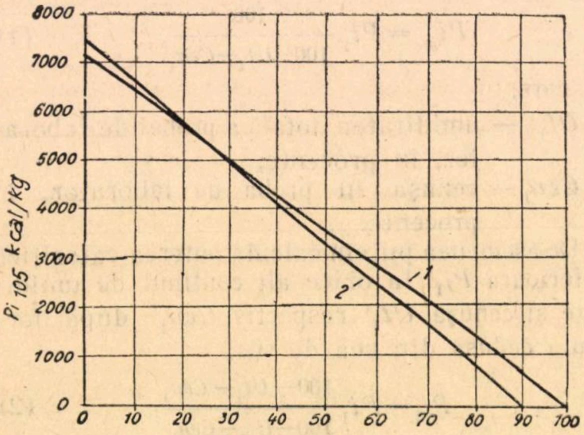


Fig. 1. Puterea calorifică inferioară a cărbunelui anhidru în funcţie de cenuşă (1 — după STAS; 2 — după formula 4).

Trecînd aceste puncte în diagramă (fig. 1) şi legîndu-le respectiv cu drepte, obţinem puterea calorifică inferioară a cărbunelui anhidru în funcţie de cenuşă după cele două formule.

Dreptele se întretaie (la exemplul nostru) la 25,96% cenuşă, deci aici puterile calorifice coincid. La 0% cenuşă diferenţa se ridică la 7433—7153 = 280 kcal/kg. La 1% cenuşă în plus sau minus diferenţa între puterile calorifice calculate după cele două formule se ridică la 10,77 kcal/kg. Astfel, dacă admitem o abatere de maximum 50 kcal/kg, formula STAS se va putea aplica într-un interval de aproximativ ± 5% cenuşă faţă de cenuşa cărbunelui supus analizei.

Abaterea dintre puterile calorifice calculate după cele două metode devine mai mare în cazul cînd sterilul însoţitor este bogat în carbonaţi. În cazul extrem, un steril compus din 100% $CaCO_3$ ar da la calcinare 56% „cenuşă" compusă din CaO şi ar absorbi 426 kcal/kg, căldura de descompunere a $CaCO_3$, deci, la un cărbune cu un astfel de steril puterea calorifică ar deveni 0 la cca. 52% cenuşă.

Din cele de mai sus rezultă că pentru a putea transforma o cantitate oarecare de cărbune în tone de combustibil convenţional va trebui, sau să-i determinăm de fiecare dată puterea calorifică, sau să stabilim printr-un număr mare de determinări variaţia puterii calorifice în funcţie de umiditate şi cenuşă, la bazinul carbonifer respectiv.

Evident că, într-un sistem în care urmărirea valorii cărbunilor pe baza puterii calorifice ar deveni obligatorie, calea a doua ar fi mai raţională, deoarece funcţia amintită mai sus nu se schimbă de la o zi la alta.

Amintim că formulele şi abacele calculate de autor pentru cărbunele brun huilos cu 17 ani în urmă au rămas valabile şi astăzi [1].

Pe de altă parte amintim că funcţia putere calorifică-cenuşă nu trebuie să fie în mod obligator liniară. Se găsesc cărbuni la care, în domeniul conţinuturilor mari de cenuşă, funcţia prezintă abateri de la linia dreaptă.

În cele ce urmează vom ilustra prin cîteva exemple aplicarea unităţii de combustibil convenţional la cazuri din practică :

Exemple

1) După Manualul Chimistului vol. II producţia de cărbune a ţării în 1943 s-a ridicat la cantităţile naturale, indicate în tabela 1. Pe baza puterilor calorifice medii am transformat cantităţile în tone de combustibil convenţional şi am calculat ponderea fiecărei clase de cărbuni în procente din producţia totală.

După cum se vede din tabelă, la primele trei clase ponderea calorică creşte, la ultimele două scade faţă de ponderea brută.

2) O mină care exploatează cărbune brun huilos are un plan de producţie de 35 000 t/lună. N.I. pentru cărbunele brut prevede 9,0% Ut_1 şi 34,0% Cen_{105}. Din formula (4) rezultă în acest caz Pi_1 4137 kcal/kg şi un coeficient de transformare de 0,591. Deci planul minei corespunde la 20 685 t combustibil convenţional.

Mina a realizat într-o lună o producţie de 35 700 t, deci în producţie brută a realizat planul cu 102%. În acelaşi timp însă limitele de calitate au fost depăşite, cărbunele brut a avut în medie 10,1% Ut_1 şi 36,2% Cen_{105}.

Tabela 1

Clasa de cărbuni	Cantităţi naturale		Pi_1 medie	Coeficient de transform.	Combustibil convenţ.	
	t	%	kcal/kg		t	%
Antracit	21 051	0,7	7250	1,036	21 809	1,2
Huilă	246 357	8,5	5000	0,714	175 899	9,9
Cărbuni din Valea-Jiului (brut)	2 084 321	72,7	4500	0,643	1 340 218	75,9
Cărbuni bruni	204 061	7,1	3600	0,515	105 091	5,9
Lignit	315 381	11,0	2800	0,400	126 152	7,1
Total . . .	2 871 171	100,0	4312	0,616	1 769 169	100,0

Cu ajutorul formulei (4) calculăm Pi_1 3915 kcal/kg şi un coeficient de transformare de 0,559. Rezultă că mina a produs numai 19 956 t combustibil convenţional în loc de 20 685 t, deci a atins numai 96,5% din plan.

3) Conform planului o preparaţie trebuie să primească lunar o producţie brută de 140 000 t şi să dea o producţie netă de 102 200 t, deci are o recuperare industrială de 73,0%.

Presupunem că e vorba tot de cărbune brun huilos (deci Pi_1 în funcţie de Ut_1 şi Cen_{105} ne este mai precis cunoscută) şi că produsele brute şi preparate au următoarele caracteristici (tabela 2):

Tabela 2

Produsul planificat	Ut_1	Cen_{105}	Pi_1	Coef. transform.
	%	%	kcal/kg	
brut	8,6	31,0	4385	0,626
preparat . .	11,8	18,5	5130	0,733

De aici rezultă recuperarea planificată a preparaţiei în combustibil convenţional (tabela 3):

Tabela 3

Produsul planificat	Cantităţi naturale		Cantităţi comb. conv.	
	t	%	t	%
brut	140 000	100	87 640	100
preparat . .	102 200	73	74 913	85,5

Presupunem că realizările cantitative şi calitative au fost cele cuprinse în tabela 4 şi calculăm totodată recuperările realizate în cantităţi naturale şi în cantităţi de combustibil convenţional.

Deci, recuperarea în combustibil convenţional este de 86,8% faţă de 85,5% planificat; realizarea este de 101,6%. Fără aplicarea unităţii de combustibil convenţional întreprinderea ar fi urmat să fie penalizată, pe cînd aşa a ieşit la iveală că a lucrat bine, dar a primit cărbune brut de calitate mai slabă şi a realizat produse de calitate mai bună.

4) Un consumator a contractat 15 000 t lignit 30—350 mm cu 30,5% Ut_1, 22,5% Cen_{105} şi Pi_1 3 100 kcal/kg. Deci trebuie să primească:

$$15\,000 \text{ t } \frac{3\,100}{7\,000} = 6645 \text{ t combustibil convenţional.}$$

Întreprinderea minieră a livrat cantitatea efectivă de 15 000 t, însă cu Ut_1 31,2% şi Cen_{105} 23,4%. Depăşirea conţinutului de balast fiind mică putem folosi formula (2) din STAS, transformînd în acelaşi timp Cen_{105} în Cen_1:

$$Pi_1' = 3\,100\,\frac{100-31{,}2-23{,}4\cdot\frac{100-31{,}2}{100}}{100-30{,}5-22{,}5\cdot\frac{100-30{,}5}{100}} =$$

$$\cdot = 3\,031 \text{ kcal/kg.}$$

Deci consumatorul a primit numai

$$15\,000\cdot\frac{3\,031}{7\,000} = 6\,495 \text{ t comb. convenţional şi are}$$

drept la o furnitură suplimentară de 6 645—6 495 = 150 t combustibil convenţional, echivalent cu

$$150\cdot\frac{7\,000}{3\,031} = 346 \text{ t din lignitul livrat sau la}$$

rabat corespunzător.

Puterea de vaporizare şi valoarea de întrebuinţare

Cărbunele întrebuinţat ca sursă de energie se consumă de obicei pentru a produce abur.

Tabela 4

Produsul realizat	Cantităţi naturale		Ut	Cen_{105}	Pi_1	Coef. transform.	Cant. comb. conv.	
	t	%	%	%	kcal/kg.		t	%
brut	141 510	100,0	9,2	31,7	4300	0,614	86887	100,0
preparat	102 312	72,3	11,6	18,3	5157	0,737	75404	86,8

De aceea un criteriu tehnic de evaluare a cărbunilor este puterea de vaporizare, adică cantitatea de abur normal în kg, produs prin arderea unui kg de combustibil într-o instalaţie termică anumită. Puterea de vaporizare se exprimă în kg abur pe kg cărbune, conform formulei:

$$a = \frac{Pi_1 \cdot \eta}{639{,}4} \text{ kg/kg} \qquad (5)$$

unde η este randamentul termic al instalaţiei în fracţiuni de unitate;

639,4 — entalpia aburului normal (abur saturat la 100°C) în kcal/kg.

După cum se vede din formulă, aici intervine în valoarea de întrebuinţare a cărbunelui pe lîngă o caracteristică a sa proprie şi factorul randament care depinde de instalaţia în care s-a făcut determinarea. Or, randamentul la rîndul său depinde de o serie de alţi factori. In primul rînd, instalaţia trebuie să fie adecvată combustibilului în privinţa granulaţiei, a conţinutului de balast, a comportării cenuşii şi a conţinutului de materii volatile.

De sigur instalaţiile termice trebuie să aibă o anumită elasticitate cu privire la schimbările survenite în calitatea cărbunilor, însă schimbări mai importante vor atrage după sine o scădere a randamentului.

Pe urmă randamentul depinde de perfecţiunea tehnică a instalaţiei de ardere. In această privinţă se constată o dezvoltare continuă care, printre altele, se manifestă prin posibilitatea de utilizare a cărbunilor cu balast din ce în ce mai mult.

In sfîrşit, la aceeaşi instalaţie şi cu acelaşi sort de cărbune randamentul e supus unor variaţii destul de importante din cauze obiective şi subiective. Astfel, Mikloşi şi Deheleanu [2] au găsit la un cazan, alimentat cu un anumit sort de cărbune, la 22 probe, o eroare medie de 7,28% la cifra de vaporizare.

De aici urmează că puterea de vaporizare nu poate constitui o bază precisă de evaluare a combustibililor. Cu toate acestea puterea de vaporizare ne dă indicaţia cea mai apropiată de realitate în privinţa valorii de întrebuinţare a cărbunilor.

De aceea propunem un sistem de evaluare a cărbunilor pe baza puterii calorifice inferioare şi, pentru excluderea variaţiilor de randament, pe baza posibilităţilor de utilizare limită în instalaţiile cele mai perfecte de astăzi.

Dacă vrem să punem puterea de vaporizare la baza evaluării cărbunilor, atunci trebuie să pornim de la principiul că preţul de cost al aburului produs trebuie să rămînă acelaşi pentru orice fel de cărbune.

Intrucît sorturile inferioare implică pierderi mai mari de energie cu măcinarea şi uscarea prealabilă, căldura palpabilă a zgurii, transportul zgurii etc., rezultă că unitatea de căldură în kcal/kg. în astfel de sorturi nu poate fi evaluată la fel cu aceeaşi unitate într-un combustibil inferior. Spre ex. valoarea de întrebuinţare a 2 kg de cărbune cu $Pi_1 = 2000$ kcal/kg este mai mică decît a 1 kg de cărbune cu $Pi_1 = 4000$ kcal/kg.

Pentru a putea stabili valoarea de întrebuinţare în funcţie de puterea de vaporizare va trebui să admitem că aceasta din urmă este la rîndul ei o funcţie liniară a puterii calorifice şi pe urmă să fixăm două puncte de reper; valorile limită [3].

In regiunile sau în ţările unde cărbunele energetic este într-o proporţie preponderentă huilă, parametrul poate fi conţinutul de balast sau numai conţinutul de cenuşă; la noi însă va fi necesar să alegem puterea calorifică ca parametru avînd în vedere diferenţele mari în gradul de încărbunare al cărbunilor folosiţi în scopuri energetice.

Ca limită inferioară vom admite un cărbune care produce tocmai atîta căldură cît să compenseze toate pierderile, inclusiv consumul propriu de energie şi îi vom atribui valoarea de întrebuinţare zero.

Stabilirea numerică a acestui punct nu este însă aşa de simplă. Limita aceasta cu dezvoltarea tehnicii se deplasează spre cărbunii din ce în ce mai săraci în materie combustibilă. In publicaţiile privitoare la huile se găsesc valori cuprinse între 64—79% balast. Intr-o publicaţie mai veche se precizează că la 18% materie combustibilă în cărbuni este limita producţiei de abur, însă, abia cînd conţinutul de materie combustibilă creşte peste 32% sau cînd balastul scade sub 68%, soldul de energie devine pozitiv, adică se produce mai mult abur decît necesarul pentru consum propriu.

Presupunînd că la această huilă (la fel ca la cărbunele brun huilos amintit mai sus) Pi_1 devine zero atunci cînd conţinutul de balast creşte la 89%, ar urma ca la 68% balast puterea calorifică să fie:

$$Pi_1 = 8\,000 \, \frac{89-68}{89} = 1\,890 \text{ kcal/kg},$$

care ar trebui în acest caz să corespundă la o valoare de întrebuinţare zero.

În schimb, într-o publicaţie mai nouă vedem că mina „Petöfi" din R.P.U. livrează termocentralei din apropiere praf de lignit cu o $Pi_1 = 1700$ kcal/kg [4]. In acest caz valoarea de întrebuinţare zero va reveni unui cărbune cu putere calorifică şi mai mică, să admitem 1500 kcal/kg.

Evident că acolo unde nu există o termocentrală adecvată care ar putea folosi un combustibil cu 1700 kcal/kg nu putem atribui practic acestui combustibil nici o valoare de întrebuinţare.

Totuşi, ţinînd seama de nivelul *general* al tehnicii, în cazul cînd există baza materială ce justifică învestiția, ne stă în putință să construim astăzi o astfel de termocentrală și deci vom alege în cadrul acestui studiu combustibilul cu $Pi_1 = 1500$ kcal/kg, echivalent cu valoarea de întrebuințare zero.

Ca limită superioară, adică valoare de întrebuințare = 1 vom alege combustibilul convențional cu $Pi_1 = 7000$ kcal/kg, deși în R.P.R. nu se întrebuințează astfel de cărbuni drept combustibil.

Trecînd aceste valori limită într-o diagramă (fig. 2) și unindu-le cu o dreaptă obținem valoarea de întrebuințare în funcție de puterea calorifică inferioară.

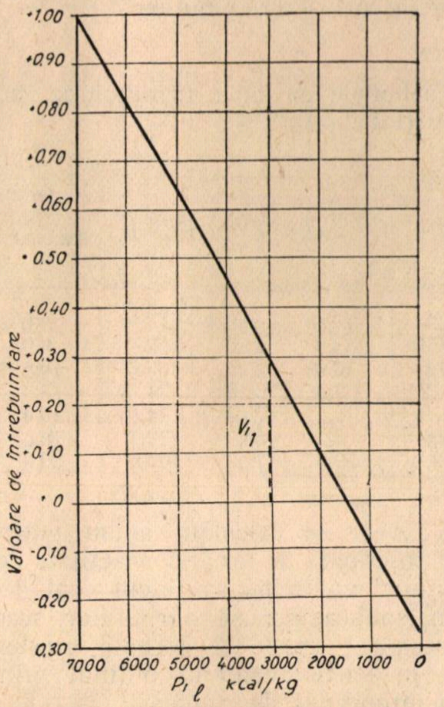


Fig. 2. Valoarea de întrebuințare în funcție de puterea calorifică inferioară

Pentru calculul numeric al valorii de întrebuințare se va folosi formula:

$$Vi = \frac{Pi - 1\,500}{7\,000 - 1\,500} = \frac{Pi - 1\,500}{5\,500} \qquad (6)$$

După cum rezultă din diagramă cărbunii cu $Pi_1 < 1500$ kcal/kg au o valoare de întrebuințare negativă. Introducerea lor în focar în amestec cu alți cărbuni superiori este dăunătoare deoarece ei consumă din energia produsă de aceștia din urmă.

Rezultă mai departe că valoarea de întrebuințare a cărbunilor scade mai rapid decît puterea calorifică. De aceea, pe baza valorii de întrebuințare cărbunii inferiori vor primi un coeficient de transformare mult mai nefavorabil decît pe baza puterii calorifice.

Exemple

5) Reluăm datele de producție din exemplul 1 și de data aceasta le transformăm în unități de valoare de întrebuințare (tabela 5).

Comparînd aceste date cu cele din exemplul 1 vedem că ponderea valorică a primelor trei clase a mai crescut față de ponderea calorică, iar a ultimelor două a mai scăzut.

6) Reluăm datele exemplului 4 și calculăm cu cît a fost păgubit consumatorul cînd a primit 15 000 t lignit cu 3 031 kcal/kg în loc de 3 100 kcal/kg.

Valoarea de întrebuințare a lignitului contractat este:

$$Vi_1 = \frac{3\,100 - 1\,500}{5\,500} = 0{,}290,$$

iar a lignitului livrat

$$Vi_2 = \frac{3\,031 - 1\,500}{5\,500} = 0{,}278$$

Deci consumatorul în loc să primească:

$15\,000 \cdot 0{,}290 = 4350$ unități de Vi (t combust. conv.) a primit numai

$15\,000 \cdot 0{,}278 = 4\,170$ unități de Vi

și are drept la o furnitură suplimentară de 4350—4170 = 180 t combustibil convențional, echivalent cu 180 : 0,278 = 648 t din lignitul livrat, sau la un rabat corespunzător.

Deci, interpretînd astfel valoarea combustibilului rezultă la aceeași depășire a limitelor de calitate, un rabat aproape dublu.

Valoarea de întrebuințare și granulația

Cărbunele mărunt are astăzi în general un preț mai redus decît cel grosolan. Se pune întrebarea dacă această situație se datorește unei valori de întrebuințare mai scăzută a cărbunelui mărunt sau este un efect al legii cererii și a ofertei.

Tabela 5

Clasa de cărbuni	Cantități naturale		Pi_1 kcal/kg	Coef. transf.	Echivalent cu val. întreb. a combust. convenț.	
	t	%			t	%
Antracit	21 051	0,7	7250	1,045	21 998	1,5
Huilă	246 357	8,5	5000	0,635	156 437	10,6
Cărb. din Valea-Jiului (brut) .	2 084 321	72,7	4500	0,550	1 146 377	77,6
Cărbuni bruni	204 061	7,1	3600	0,380	77 543	5,2
Lignit	315 381	11,0	2800	0,240	75 691	5,1
Total . . .	2 871 171	100,0	4312	0,515	1 478 046	100,0

Cărbunele brut conţine granule de mărime diferită şi proporţia claselor granulometrice depinde de duritatea cărbunelui, de solicitările tectonice pe care le-a suferit, de metoda de exploatare şi de transport.

În general, conţinutul de granulaţie măruntă în cărbunele brut este în creştere datorită mecanizării exploatării. Cărbunele mai suferă o degradare granulometrică suplimentară prin preparare şi depozitare. De aici urmează o lipsă de cărbune grosolan şi un surplus de cărbune mărunt faţă de cerinţele consumatorilor. În cazul cărbunilor necocsificabili, situaţia se poate remedia într-o măsură oarecare prin brichetare. În cazul cărbunilor cocsificabili, granulaţia măruntă este chiar dorită, deoarece cărbunele grosolan mai necesită lucru de sfărîmare în plus.

Paralel cu creşterea conţinutului de granulaţie măruntă în cărbune s-a produs o dezvoltare şi în sectorul energetic, consumator de cărbune. Cu cîteva zeci de ani în urmă cărbunele mărunt constituia un deşeu fără nici o posibilitate de utilizare şi ardea pe haldă fără folos. De atunci însă, s-au dezvoltat focare mecanizate care consumă cărbune mărunt sau praf, cu randament mult mai bun decît randamentul focarelor manuale care necesită cărbune grob.

Este adevărat că la multe zăcăminte cărbunele mărunt conţine mai multă cenuşă, iar cărbunele spălat conţine mai multă umiditate decît cel grosolan, însă la acelaşi conţinut de balast trebuie să atribuim cărbunelui mărunt aceeaşi valoare de întrebuinţare ca şi cărbunelui grosolan.

Astăzi încă, focarele locomotivelor sînt deservite manual, dar importanţa combustibilului solid de granulaţie mare a scăzut mult faţă de trecut, prin alimentarea mixtă cu cărbuni şi păcură, şi ar putea să scadă şi mai mult prin introducerea unor focare mecanizate sau prin electrificarea căilor ferate.

Astfel *nivelul general* al tehnicii nu ne îndreptăţeşte să evaluăm cărbunele mărunt mai jos decît pe cel grosolan. Dacă practic, ţinînd cont de *nivelul local* al tehnicii, menţinem cărbunele mărunt la un preţ mai scăzut, aceasta trebuie să fie un imbold pentru industria energetică şi de transporturi să dezvolte mai departe focarele pentru cărbune mărunt, ceea ce va duce în viitor la o nivelare a preţului cărbunilor pe clase granulometrice, sau chiar la o evaluare inversată faţă de azi. Un prim simptom în acest sens este cererea scăzută de cărbuni blocuri (peste 80 mm), care din ce în ce mai mult se concasează.

Deci, dacă ne referim la un anumit tip de focar, atunci putem vorbi de o valoare de întrebuinţare diferită a cărbunilor pe granulaţii, dar dacă e vorba de economia naţională care trebuie să dispună de toate tipurile de focare adecvate combustibilului, atunci evaluarea diferită a claselor granulometrice trebuie să dispară.

Valoarea de întrebuinţare şi prepararea cărbunilor

Prin aplicarea valorii de întrebuinţare la produsele de spălare a cărbunilor rezultă unele concluzii extrem de importante pentru proiectarea şi conducerea raţională a spălătoriilor de cărbuni.

Pentru exemplificarea acestora luăm cazul cărbunelui nostru brun huilos.

Exemple

7. Cărbunele să aibă următoarea curbă de spălare (tabela 6) :

Tabela 6

Greutatea spec.	Cantităţi element. %	Cen_{105} %	Extracţie în greut. %	Cenuşi cumulate	
				cărbuni %	şist %
—1,3	18,8	5,0	18,8	5,0	30,9
1,3—1,4	33,9	11,0	52,7	8,9	36,8
1,4—1,5	10,9	20,5	63,6	10,9	55,6
1,5—1,7	7,4	36,0	71,0	13,5	65,9
1,7—1,9	3,9	50,3	74,9	15,4	73,5
1,9—2,0	2,2	58,0	77,1	16,6	77,1
+ 2,0	22,9	79,0	100,0	30,9	79,0

Dacă vrem să calculăm acum puterea calorifică inferioară a fiecărei fracţiuni densimetrice, atunci va trebui să ţinem cont de faptul că prin spălare cenuşa cărbunilor scade dar umiditatea lor creşte şi această creştere anihilează în parte avantajul obţinut prin reducerea conţinutului de cenuşă.

Dacă admitem spre ex. o umiditate de 8,6% la cărbunii bruţi supuşi spălării şi de 11,8% la cărbunii spălaţi, atunci vom putea calcula cu ajutorul formulei (4) puterea calorifică inferioară pe fracţiuni densimetrice şi de aici valoarea lor de întrebuinţare.

Dacă alegem o scară potrivită la care $Pi_1 = 1\,500$ kcal/kg corespunde cu $Vi = 0$ şi $Pi_1 = 7\,000$ kcal/kg cu $Vi = 1$, atunci curbele puterii calorifice şi ale valorii de întrebuinţare coincid.

Considerînd ca *extracţie în putere calorifică* raportul dintre cantitatea de căldură disponibilă în produsul spălat faţă de cel din cărbunele brut neudat, putem calcula variaţia acestei valori în funcţie de recuperare. În mod analog calculăm şi *extracţia în valoare de întrebuinţare.* Aceste date, calculate pentru exemplul nostru, le-am trecut în tabela 7, cum şi pe curba de spălare a cărbunelui supus spălării (fig. 3).

În tabela 7 valorile de extracţie s-au raportat la un cărbune brut cu umiditatea 8,6%, $Pi_1 = 4\,390$ kcal/kg, $Vi = 0.526$ t comb. conv. Datorită creşterii umidităţii la spălare extracția de *Pi*, după însumarea tuturor fracțiunilor, nu mai ajunge la 4 390 kcal/kg, ci numai la 4 222, respectiv 96,1% față de brut.

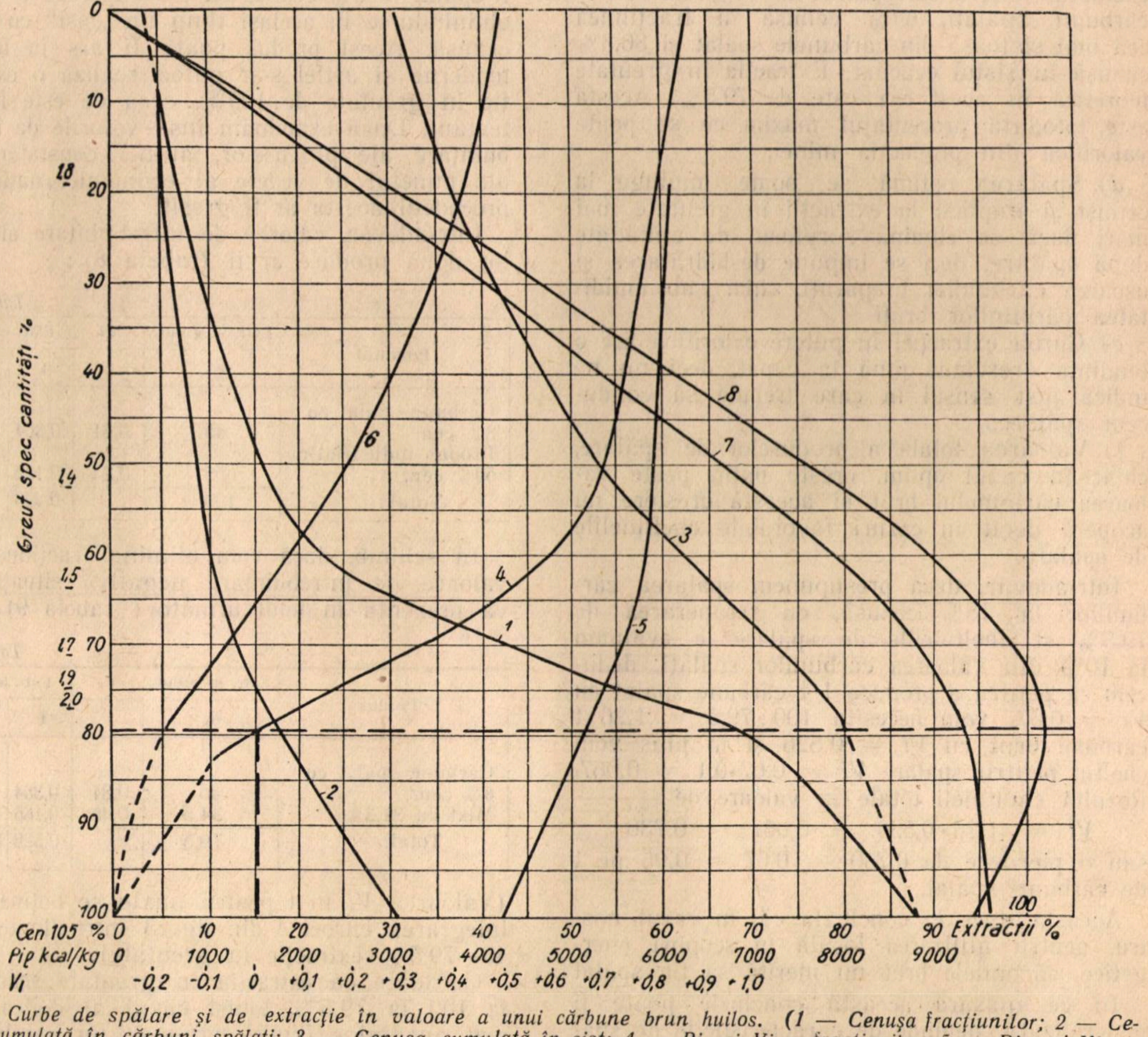


Fig. 3. Curbe de spălare și de extracție în valoare a unui cărbune brun huilos. (1 — Cenușa fracțiunilor; 2 — Cenușa cumulată în cărbuni spălați; 3 — Cenușa cumulată în sist; 4 — Pi și Vi a fracțiunilor; 5 — Pi_e și Vi cumulate a cărbunilor spălați; 6 — Pi_e și Vi cumulate a șistului; 7 — Extracție în Pi_e în %; 8 — Extracție în Vi în%).

Din examinarea acestor date se desprind o serie de concluzii, și anume:

a) Curba valorii de întrebuințare a fracțiunilor scade sub zero la o greut. spec. de separare de cca. 2,1, deci fracțiunile mai grele trebuie eliminate necondiționat.

b) Curba extracției de valoare de întrebuințare are un maximum care corespunde cu greut. spec. de separare la care *Vi* pe fracțiuni devine zero.

c) Maximul curbei de extracție a valorii de

Tabela 7

Greut. spec.	Cantit. elementare	Pi_1 a fracțiunii	Extracție *Pi*		*Vi* a fracțiunii	*Vi* cumulat cărb.	*Vi* cumulat șist	Extracție *Vi*	
	%	kcal/kg	kcal/kg	%	t comb. conv.	t comb. conv.	t comb. conv.	t comb. conv.	%
— 1,3	18,8	6130	1152	26,2	+0,85	0,85	+0,50	0,160	30,4
1,3—1,4	33,9	5680	3078	70,1	+0,77	0,80	+0,42	0,421	80,0
1,4—1,5	10,9	4990	3622	82,5	+0,64	0,77	+0,17	0,491	93,3
1,5—1,7	7,4	3840	3906	88,9	+0,43	0,74	+0,03	0,522	99,2
1,7—1,9	3,9	2793	4015	91,4	+0,24	0,71	—0,07	0,532	101,1
1,9—2,0	2,2	2231	4064	92,5	+0,14	0,69	—0,12	0,535	101,7
+ 2,0	22,9	688	4222	96,1	—0,15	0,50	—0,15	0,500	95,2

întrebuinţare ne indică modul cel mai raţional de spălare pentru scopuri energetice care în exemplul nostru corespunde la 18% cenuşă în cărbunii spălaţi, 69% cenuşă în fracţiunea cea mai şistoasă din cărbunele spălat şi 80,3% cenuşă în şistul evacuat. Extracţia în greutate teoretică în acest caz este de 79,5%. Acesta este totodată procentajul maxim ce se poate valorifica din producţia minei.

d) Spălarea optimă se poate împinge la cenuşi şi implicit la extracţii în greutate mai mari dacă se elimină surplusul de umiditate după spălare, deci se impune deshidratarea şi uscarea cărbunilor preparaţi, chiar sub umiditatea cărbunilor bruţi.

e) Curba extracţiei în putere calorifică are o tendinţă crescîndă pînă la capăt, deci nu ne indică just sensul în care trebuie să conducem spălarea.

f) Valoarea totală a produselor de spălare, chiar în cazul optim, creşte puţin peste valoarea cărbunelui brut şi această creştere nu acoperă decît în cazuri favorabile cheltuielile de spălare.

Intr-adevăr, dacă presupunem spălarea cărbunilor la 18% cenuşă, cu recuperarea de 79,5% şi cheltuielile de spălare le evaluăm la 10% din valoarea cărbunilor spălaţi, deducem că pentru a produce 1 t cărbune spălat cu $Vi = 0{,}67$, vom necesita $100 : 79{,}5 = 1{,}26$ t cărbune brut cu $Vi = 0{,}526$ şi în plus vom cheltui pentru spălare $Vi = 0{,}67 \cdot 0{,}1 = 0{,}067$. Rezultă cheltuieli totale în valoare de:

$$Vi = 1{,}26 \cdot 0{,}526 + 0{,}067 = 0{,}730$$

sau o pierdere de $0{,}730 - 0{,}67 = 0{,}06$ pe t de cărbune spălat.

Aceasta duce la concluzia că, în cazul nostru, pentru utilizarea locală în scopuri energetice, cărbunele brut nu merită să fie spălat

In ce măsură această concluzie poate fi generalizată depinde de caracteristicile de spălare a cărbunelui şi de cheltuielile de spălare.

Bineînţeles dacă *nivelul local* al tehnicii nu permite utilizarea cărbunilor în stare brută atunci, în momentul de faţă, va trebui să spălăm cărbunele chiar dacă aceasta implică o pierdere.

Vom cerceta acum situaţia în cazul cînd un cărbune cu aceleaşi caracteristici de spălare se spală la 8% cenuşă. Această condiţie se pune în general la cărbune pentru cocs, dar sînt ţări unde asemenea sorturi se folosesc şi pentru scopuri energetice.

După cum vom vedea mai jos, în cazul transportului la distanţe mari separarea unui astfel de sort este justificată şi în scopuri energetice.

De aceea, în calculele noastre nu vom atribui sortului cu 8% cenuşă nici o valoare suplimentară ce ar decurge din capacitatea lui de cocsificare.

Exemple

8) Cărbunele nostru din exemplul 7 ar putea fi spălat la 8% cenuşă cu o recuperare de 45%, obţinîndu-se în acelaşi timp un „şist“ cu 50% cenuşă. Acest produs poate fi ars în focare moderne şi astfel s-ar putea realiza o extracţie în greutate de 100%, ceea ce este foarte tentant. Dacă examinăm însă valorile de întrebuinţare ale produselor, atunci constatăm că din punctul de vedere al economiei naţionale procedeul acesta ar fi greşit.

Intr-adevăr, valorile de întrebuinţare ale celor două produse ar fi (tabela 8):

Tabela 8

Produsul	Extr. în greut.	Vi	Extr. în Vi	
	%	t	t	%
Cărbune spălat cu 8% cen.	45	0,81	0,364	68,7
Produs industrial cu 50% cen.	55	0,24	0,132	25,1
Total:	100		0,496	93,8

In schimb, dacă vom elimina fracţiunea cu valoare de întrebuinţare negativă situaţia se va prezenta în felul următor(tabela 9):

Tabela 9

Produs	Extr. în greut.	Vi	Extr. în Vi	
	%	t	t	%
Cărbune spălat cu 8% cen.	45	0,81	0,364	68,7
Mixt cu 31,3%	34,5	0,48	0,165	31,3
Total:	79,5		0,529	100,0

(Valoarea *Vi* în t pentru mixte se obţine prin integrarea curbei 4 din fig. 3 între limitele de 45—79,5% extracţie în greutate).

Cu toate că extracţia în greutate scade de la 100 la 79,5%, totuşi cazul al doilea este mai avantajos fiindcă produce un surplus în valoarea de întrebuinţare de $0{,}529 - 0{,}496 = 0{,}033$ t/tona de cărbune brut supusă spălării, sau 6,2%.

In economia capitalistă unde interesele întreprinderii primează, poate fi mai avantajoasă alternativa întîia, dacă produsul industrial poate fi comercializat şi preţul e stabilit numai după conţinutul de cenuşă sau după puterea calorifică. Dacă însă produsul industrial se consumă în centrala de forţă proprie, atunci numai alternativa a doua este raţională.

In economia socialistă se impune în orice caz eliminarea sterilului cu valoare de întrebuinţare negativă.

Astfel vedem că GOST-urile limitează pe lîngă conţinutul de cenuşă şi conţinutul de şist vizibil, adică al bucăţilor de şist peste 25 mm. In viitor se va ajunge probabil şi la un control densimetric al sorturilor mai mici de 25 mm cu privire la conţinutul de steril.

În cele de mai sus am considerat numai spălarea perfectă a cărbunilor conform curbei de spălare. Or, în spălarea practică se constată abateri mai mult sau mai puțin importante de la posibilitățile de spălare teoretice. La procedeul rheo, aplicat pe scara cea mai mare în R.P.R., aceste abateri sînt deosebit de mari.

Aceasta înseamnă că în cărbunele spălat industrial găsim bucăți de șist, „granule rătăcite“ care la o spălare ideală n-ar fi trebuit să intre acolo și invers: în șist găsim bucăți de cărbune care astfel ajung la haldă și se pierd.

De aici urmează că la spălarea industrială obținem o recuperare mai mică decît la spălarea ideală, conform curbei de spălare, la aceeași cenușă în cărbunii spălați.

Cu cît cantitatea granulelor rătăcite în cărbunele spălat este mai mare, cu atît crește și cenușa lor, deoarece în primul rînd trec în cărbunele spălat granule cu greutatea specifică învecinată greutății specifice de separare, care au bineînțeles o cenușă mai mică decît granulele ce trec în cărbune la o spălare și mai puțin selectivă. Astfel, scăderea recuperării este mai mult decît proporțională cu creșterea cantității de granule rătăcite.

Pe lîngă aceasta o parte a granulelor rătăcite poate avea o valoare de întrebuințare negativă, deci extracția în valoare de întrebuințare scade și mai mult decît recuperarea cantitativă.

Din toate acestea rezultă marea importanță economică a spălării selective. De aceea se răspîndește tot mai mult spălarea cu suspensii grele, procedeul de spălare cel mai selectiv.

În primul rînd acest procedeu s-a introdus la spălarea cărbunilor pentru cocs, adică la separarea cărbunilor de mixte + șist la greut. spec. de cca. 1,4.

În lumina celor discutate în acest articol înțelegem că și separarea precisă a mixtelor de șist este destul de importantă ca să justifice utilizarea suspensiilor grele cu greut. spec. de cca. 1,9.

În ultimii ani s-a ajuns chiar la separarea a 4 produse: cărbuni, mixte, șist cărbunos și șist, ultima separare făcîndu-se la greut. spec. de cca. 2,2, deci la o greut. spec. la care, după cum am constatat și în exemplul nostru de mai sus, se realizează extracția maximă în valoare de întrebuințare.

Valoarea de întrebuințare și prețul

În practica de astăzi prețul produselor carbonifere este influențat de munca socialmente necesară pentru producerea lor și de valoarea lor de întrebuințare.

Dacă am încerca să stabilim prețul sorturilor de cărbuni numai după munca socialmente necesară pentru producerea fiecăruia, fără a ține cont de alți factori, am ajunge la situații neraționale în care combustibilii inferiori ar putea să aibă același preț cu combustibilii superiori, sau spre ex., șlamul flotat ar costa mai mult decît cărbunii spălați ciuruiți.

Dacă prețul cărbunilor s-ar stabili după legea cererii și a ofertei, s-ar ajunge la urmări nefavorabile pentru industria carboniferă, caracteristice sistemului capitalist, ca denivelarea minelor, stocarea și degradarea combustibilului inferior, șomaj în mineritul de cărbuni concurat de industria petroliferă.

De aceea vom încerca să punem la baza stabilirii prețurilor pe sorturi de cărbuni valoarea lor de întrebuințare, iar munca socialmente necesară să fie luată în considerare numai în ceea ce privește valoarea producției globale de cărbuni a țării.

Vom pleca de la principiul ca în toată țara combustibilul să aibă același preț P pe unitate de valoare de întrebuințare. Atunci prețul de desfacere al unui combustibil oarecare la consumator va fi:

$$P_1 = P \cdot V_1 \tag{7}$$

unde V_1 = valoarea de întrebuințare a combustibilului.

Pe de altă parte, vom admite pentru toată producția netă de cărbuni energetici din țară, următoarele valori medii ponderate:

V_m — valoarea de întrebuințare medie;
C_m — prețul de cost mediu (inclusiv beneficiul legal);
T_m — cheltuieli de transport medii (incl. manipulare).

În acest caz prețul mediu pe tonă va fi:

$$P_m = P \cdot V_m = C_m + T_m \tag{8}$$

și

$$P = \frac{C_m + T_m}{V_m} \tag{9}$$

Evident că în acest sistem unele mine vor lucra cu pierdere, altele cu cîștig, dar în ansamblul lor va rezulta tocmai beneficiul legal inclus în C_m. În economia socialistă acest sistem este posibil și util deoarece asigură industriei una din materiile ei de bază la un preț redus, proporțional cu valoarea ei de întrebuințare și asigură totodată și continuitatea exploatărilor miniere.

În economia capitalistă prețul de vînzare se fixează astfel ca mina care lucrează în condițiile cele mai nefavorabile să asigure încă patronului un profit, iar celelalte întreprinderi, care lucrează în condiții mai favorabile îi asigură o rentă suplimentară. În perioadele de criză, bineînțeles minele care lucrează în condiții mai nefavorabile, cad victime şi sînt închise, cauzînd astfel şomaj în rîndul muncitorilor.

In cele de mai sus am stipulat ca preţul tuturor cărbunilor energetici pe unitate de valoare de întrebuinţare, *P*, să fie constant în toată ţara. Valoarea de întrebuinţare, V_1, a unui anumit combustibil depinde de caracteristicile lui fixate în standard şi de nivelul actual de dezvoltare a tehnicii ; ca urmare nu va putea să aibă decît variaţii mici în decurs de cîţiva ani.

In schimb, preţul de cost şi cheltuielile de transport ale unui anumit cărbune pot varia şi în general suma lor poate fi mai mică, egală sau mai mare decît preţul de desfacere franco-destinatar :

$$C_1+T_1 \gtreqless P \cdot V_1, \text{ sau} \qquad (10)$$

$$C_1+T_1 \gtreqless P_1 \qquad (11)$$

In cazul particular cînd preţul de cost singur este egal sau mai mare decît preţul de desfacere

$$C_1 \geqslant P_1$$

atunci $T_1 = 0$ sau negativ, deci orice transport al combustibilului înseamnă o pierdere suplimentară şi în mod economic se admite numai consumarea lui la faţa locului.

Insă şi în cazul consumării la faţa locului va trebui să admitem o oarecare limită raţională în funcţie de necesitatea de combustibil a ţării. Dacă *p* este pierderea maximă admisibilă în % din preţul de cost, atunci exploatarea unei mine poate fi justificată pînă cînd preţul de cost al cărbunelui rămîne mai mic decît preţul de desfacere majorat cu pierderea admisibilă :

$$C_1 < P_1 \cdot \frac{100}{100-p} \qquad (12)$$

In caz contrar, în condiţiile date, zăcămîntul nu poate fi exploatat. El va putea fi exploatat numai dacă printr-o perfecţionare a tehnicii se va reduce preţul de cost sau se va mări valoarea de întrebuinţare a cărbunelui.

In cazul favorabil cînd preţul de cost este mai mic decît preţul de desfacere, transportul cărbunelui este economic pînă la distanţa unde

$$T_1 = P_1 - C_1, \text{ iar}$$

în cazul consumării cărbunelui la o distanţă mai mică unde

$$T_1 < P_1 - C_1,$$

rămîne un cîştig suplimentar cu care se acoperă pierderea altor mine de cărbuni deficitare.

Introducînd în aceste formule valorile efective se poate calcula raza de consumaţie raţională a fiecărui cărbune. Astfel se ajunge la o raionare a ţării care poate servi pentru întocmirea planului de repartiţie a cărbunilor, la dirijarea investiţiilor miniere, la alegerea amplasamentului pentru noi industrii consumatoare de cărbuni şi pentru diferite alte scopuri.

Exemple

9) Să admitem următoarele valori medii pe ţară :

$V_m = 0{,}5$;

$C_m = 100$ lei/t;

T'_m = (transport pe cale ferată) = 25 lei/t;

T''_m = (cheltuieli de manevră, descărcare, manipulare) = 5 lei/t

atunci preţul unic pe unitate de valoare de întrebuinţare la consumator va fi :

$$P = \frac{C_m + T'_m + T''_m}{V_m} = \frac{100+25+5}{0{,}5} = 260 \text{ lei}$$

Cu ajutorul preţului unic pe unitate de valoare de întrebuinţare *P* şi a tarifului C.F.R. putem calcula distanţa economică de transport pentru un combustibil oarecare. Dacă vom mai admite ca valabil coeficientul de transformare putere calorifică — valoare de întrebuinţare, aşa cum rezultă din formula (6), atunci putem pleca în calculele noastre de la puterea calorifică a cărbunelui respectiv.

In felul acesta s-a calculat diagrama din fig. 4 cu ajutorul căreia determinăm grafic limita economică de transport la care cîştigul suplimentar e zero, sau cîştigul, respectiv pierderea suplimentară, în cazul cînd distanţa de transport este alta decît limita economică.

(Pentru simplificarea diagramei am însumat cheltuielile de transport şi manipulare $T = T' + T''$).

Exemple

10) La un preţ unic pe unitate de valoare de întrebuinţare $P = 260$ lei, un cărbune cu $Pi = 5\,000$ kcal/kg poate fi desfăcut franco-destinatar cu 166 lei/t. Dacă preţul de cost este de 130 lei/t atunci rămîn disponibili pentru transport şi manipulare 36 lei/t şi limita transportului economic este la cca. 500 km. Dacă acest cărbune se transportă numai la 300 km, atunci rezultă un cîştig de 14 lei/t.

Rentabilitatea spălării cărbunilor

Vom examina acum cazul cînd cărbunele se prepară şi această preparare este legată de o pierdere.

Raportul dintre producţia netă şi producţia brută este recuperarea industrială :

$$v = \frac{Q_n}{Q_b} \cdot 100 \qquad (13)$$

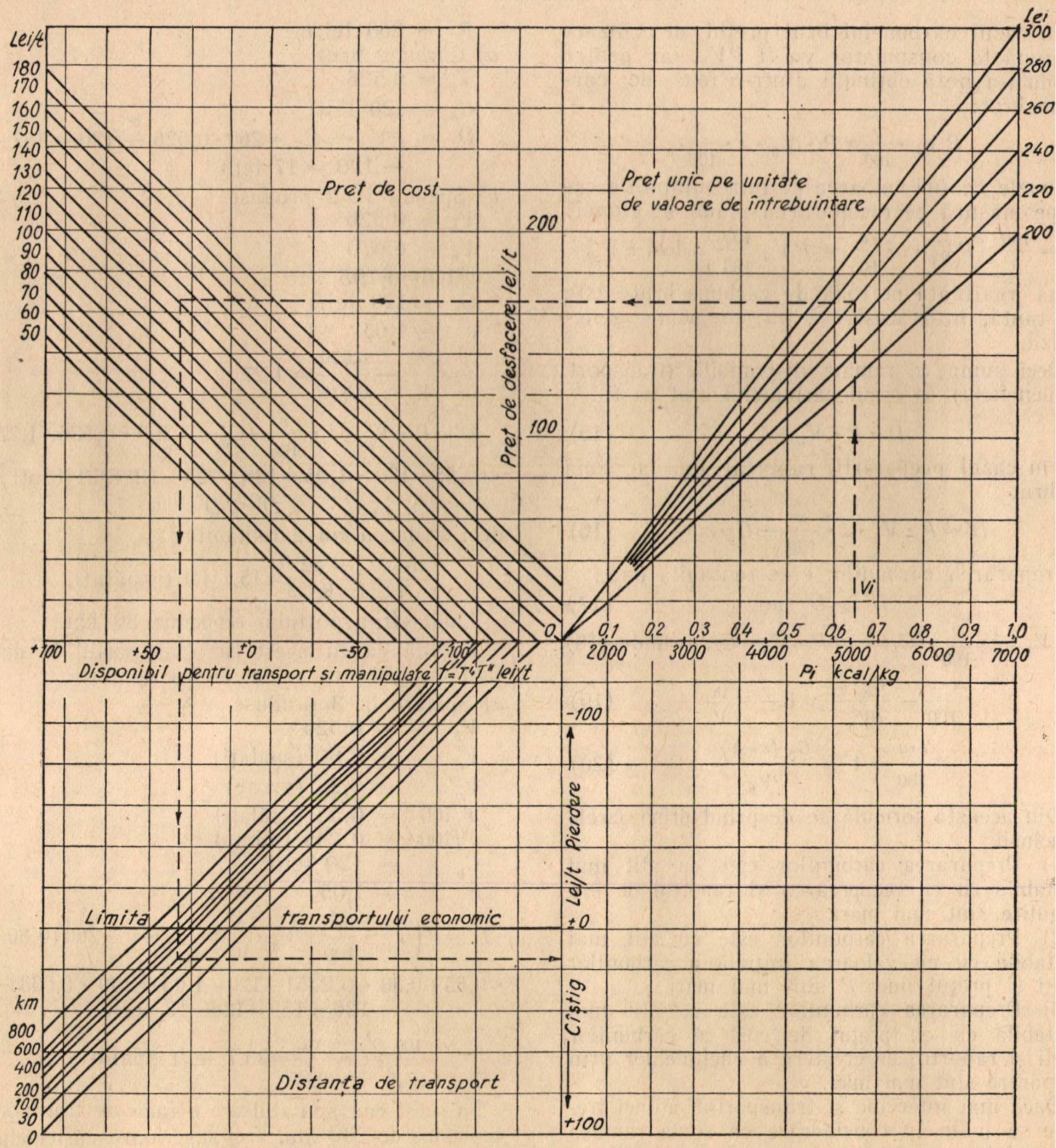


Fig. 4. Grafic pentru calculul distanței de transport economic al cărbunilor.

Valoarea de întrebuințare a cărbunelui preparat este mai mare decît a celui brut și raportul acestor valori este raportul de îmbogățire:

$$i = \frac{V_n}{V_b} \qquad (14)$$

In sfîrșit, prețul de cost al cărbunelui preparat va fi mai mare decît al cărbunelui brut. Întrucît cu aceleași cheltuieli cărbunele brut se poate spăla cu diferite recuperări industriale, este bine ca în calculele noastre să raportăm atît prețul de cost al cărbunelui brut cît și cel al cărbunelui preparat la tona de cărbune brut.

Dacă notăm prețul de cost al cărbunelui preparat cu C_n lei/t cărbune preparat, atunci același preț raporta la cărbune brut va fi $C_n \cdot v$, iar raportul de creștere a prețului de cost prin preparare va fi

$$c = \frac{C_n \cdot v}{C_b} \qquad (15)$$

Suma ce va rămîne disponibilă pentru transport pe tona de cărbune este variabilă și depinde de recuperare, de raportul de îmbogățire și de raportul dintre prețul de cost al cărbunelui preparat și brut.

În cazul cărbunelui brut prețul de vînzare pe tonă la consumator va fi PV_b, iar pentru producția netă obținută dintr-o tonă de cărbune brut:

$$P\,V_n \cdot \frac{v}{100} = P \cdot V_b \cdot i \cdot \frac{v}{100}.$$

În unele cazuri valoarea de întrebuințare crește pe măsură ce recuperarea scade și atunci:

$$i = \frac{100}{v} \text{ și } P\,V_b \cdot i \cdot \frac{v}{100} = P\,V_b \frac{100\,v}{100\,v}, \text{ deci } P\,V_b,$$

suma realizată pe tonă de cărbune brut este constantă, însă acest caz nu se poate generaliza.

Deci suma ce rămîne disponibilă (transport + beneficiu) în cazul cărbunelui brut va fi

$$D = P \cdot V_b - C_b \qquad (15)$$

iar în cazul preparării, raportat tot la tona de brut

$$D' = P \cdot V_b \cdot i \cdot \frac{v}{100} - C_b \cdot c. \qquad (16)$$

Prepararea cărbunilor este rentabilă dacă

$$D' \geqslant D \text{ sau} \qquad (17)$$

$$P \cdot V_b \cdot i \cdot \frac{v}{100} - C_b \cdot c \geqslant P \cdot V_b - C_b, \text{ de unde} \qquad (18)$$

$$\frac{i \cdot v}{100} - \frac{C_b \cdot c}{PV_b} \geqslant 1 - \frac{C_b}{PV_b} \qquad (19)$$

$$\frac{i \cdot v}{100} - 1 \geqslant \frac{C_b\,(c-1)}{PV_b}. \qquad (20)$$

Din această formulă se desprind următoarele concluzii:

1) Prepararea cărbunilor este cu atît mai rentabilă cu cît recuperarea și raportul de îmbogățire sînt mai mari.

2) Prepararea cărbunilor este cu atît mai rentabilă cu cît valoarea inițială a cărbunilor bruți și prețul unic P sînt mai mari.

3) Prepararea cărbunilor este cu atît mai rentabilă cu cît prețul de cost al cărbunilor bruți și raportul de creștere a cheltuielilor prin preparare sînt mai mici.

Dacă mai intervine și transportul, atunci trebuie să luăm în considerare că suma rămasă disponibilă, repartizată în cazul preparării pe un tonaj mai mic, asigură transportul acestuia pe o distanță mai mare decît a cărbunelui brut. Limita de la care transportul cărbunelui spălat e mai rentabil decît al cărbunelui brut rezultă din relația

$$\frac{110\,D'}{v} \geqslant D \qquad (21)$$

Exemple

11) Vom calcula cîteva cazuri de spălare în două, respectiv în trei produse și vom calcula limitele de transport economic pentru fiecare. În cazul spălării în trei produse vom considera că mixtele se consumă la fața locului.

$P = 260$ lei/t

a) Cărbune brut

$V_b = 0{,}526$
$C_b = 120$ lei/t
$D = PV_b - C_b = 260 \cdot 0{,}526 - 120 = 137 -$
$- 120 = 17$ lei/t

b) Spălare în 2 produse

$V_b = 0{,}526$
$V_n = 0{,}670$
$v/100 = 0{,}795$
$C_b = 120$ lei/t
$c = 1{,}05$

$$i = \frac{V_n}{V_b} - \frac{0{,}670}{0{,}526} = 1{,}27$$

$$D' = P \cdot V_b \cdot i \cdot \frac{v}{100} - C_b \cdot c = 260 \cdot 0{,}526 \cdot 1{,}27 \cdot$$
$$\cdot\, 0{,}795 - 120 \cdot 1{,}05 = 138 - 126 = 12 \text{ lei/t bruți}$$

$$D' < D$$

deci spălarea nu e rentabilă

$$\frac{100\,D'}{v} = \frac{12}{0{,}795} = 15{,}1 \text{ lei/t spălați.}$$

Limita transportului economic 80 km.

Rezultă că în acest caz transportul la distanță nu asigură rentabilitatea spălării.

c) Spàlare în 3 produse

$V_b = 0{,}526$
$V'_n = 0{,}80$ (spălați)
$V''_n = 0{,}38$ (mixte)
$v'/100 = 0{,}55$ (spălați)
$v''/100 = 0{,}245$ (mixte)
$C_b = 120$ lei/t
$c = 1{,}05$

$$D' = P\left(V'_n \cdot \frac{v'}{100} + V''_n \cdot \frac{v''}{100}\right) - C_b \cdot c = 260\,(0{,}80 \cdot$$
$$\cdot\, 0{,}55 + 0{,}38 \cdot 0{,}245) - 120 \cdot 1{,}05 = 260 \cdot 0{,}533 -$$
$$-126 = 139 - 126 = 13 \text{ lei/t.}$$

$$\frac{100\,D'}{v'} = \frac{13}{0{,}55} = 23{,}7 \text{ lei/t spălați.}$$

În acest caz spălatul are o rază de transport economic de 240 km, deci superioară cărbunelui brut.

Din acest exemplu rezultă necesitatea de a prepara din cărbune 3 produse: cărbune spălat, mixte și șist și de a consuma mixtele în imediata apropiere a uzinei de preparare.

Dacă examinăm numai condițiile de livrare ale spălatului singur pe baza diagramei fig. 4 aflăm că el poate fi vîndut cu 209 lei/t. Raportînd prețul de cost la producția netă totală

$$\frac{100\,C_b \cdot c}{v} = \frac{120 \cdot 1{,}05}{0{,}795} = 159 \text{ lei/t}$$

rezultă un disponibil de 209 — 159 = 50 lei/t și o limită a transportului economic de peste 800 km.

În același timp s-au produs mixte cu același preț de cost pe tonă, care nu pot fi vînduți decît cu 100 lei/t, deci rămîne un deficit de 59 lei/t, care trebuie suportat de spălatul produs concomitent.

Aici e cazul să reamintim că am atribuit valoarea de întrebuințare zero unui combustibil cu 1 500 kcal/kg și am ajuns astfel pentru cazul cărbunelui brun huilos la tăierea curbei de spălare elementare la 69% cenușă. Or, aceasta e o limită la care trebuie să tindem dar astăzi este mai generală separarea la o cenușă de 55—60%, corespunzător unei greut. spec. de 1,9—2,0. Alegînd o astfel de limită trebuia să atribuim valoarea zero unui combustibil cu 2 200 kcal/kg. În această ipoteză am fi ajuns la o funcție valoare de întrebuințare — putere calorifică cu tangentă mai mare și deci la o valoare mult superioară a cărbunilor spălați față de bruți.

Dezavantajele și avantajele sistemului propus pentru evaluarea cărbunilor

Sistemul de evaluare a cărbunilor pe baza valorii de întrebuințare, în sensul ce i s-a dat acestei valori în prezentul studiu, i se pot aduce diferite obiecțiuni și anume:

a) Sistemul nu ține cont de granulația cărbunilor. Ca urmare, la același preț, majoritatea consumatorilor va prefera o granulație superioară și cererile nu vor putea fi aduse în concordanță cu posibilitățile de livrare care sînt limitate.

Aici va trebui să intervină organele centrale de planificare, care vor impune pe de o parte sectorului energetic modificarea focarelor pentru alimentare cu praf, pe de altă parte, sectorului carbonifer brichetarea prafului pentru scopurile la care utilizarea prafului nu e posibilă.

b) Sistemul nu ține cont de ponderea diferită cu care intervin variațiile de cenușă față de variațiile de umiditate în valoarea de întrebuințare a cărbunilor. Într-adevăr prof. Gh. Vanci ajunge la concluzia că ± 1% de cenușă afectează cu ± 1,8% valoarea combustibilului, pe cînd ± 1% umiditate o afectează numai cu ± 1,25% [5].

Cînd am definit valoarea de întrebuințare pe baza puterii calorifice inferioare, n-am făcut altceva decît să admitem un efect mediu al umidității și al cenușii asupra valorii de întrebuințare incluzînd și efectul gradului de încărbunare.

c) Sistemul face abstracție de realități atunci cînd consideră valoarea de întrebuințare ca o funcție liniară a puterii calorifice inferioare. Într-adevăr, dacă am ține cont de cererea actuală de sorturi, am obține o funcție de forma unei linii frînte de tipul curbei (1) din fig. 5. Pe de altă parte, dacă vom ține seamă de faptul că randamentul la cazan nu scade proporțional ci progresiv cu scăderea puterii calorifice, atunci vom ajunge la o funcție de forma curbei (2) din fig. 5. Această curbă diferă însă după tipul focarului. De aceea am ales funcția idealizată care corespunde la o dreaptă (3).

d) Aplicarea sistemului necesită calcule complicate.

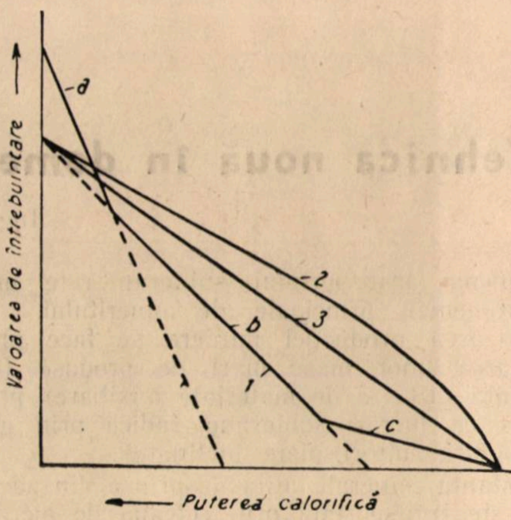


Fig. 5. Valoarea de întrebuințare a cărbunilor în funcție de puterea calorifică.
1 — În funcție de cerințe; (a) cărbune pentru cocs, (b) cărbune energetic superior, (c) cărbune energetic inferior; 2 — În funcție de randament; 3 — În funcție de sistemul propus.

Acest neajuns există dar se poate remedia prin întocmirea unor tabele care scutesc pe cel ce le aplică de toate calculele.

Avantajele sistemului sînt multiple și după părerea noastră, atîrnă mai greu în balanță decît dezavantajele. Principalele aspecte ale lor au fost arătate în cursul expunerii și nu necesită decît o scurtă recapitulare:

a) Sistemul permite o justă planificare a producției de cărbuni și un control just al realizărilor de plan.

b) Sistemul permite o justă repartiție a combustibilului pe regiuni.

c) Sistemul permite o apreciere a utilității preparării cărbunilor și permite dirijarea justă a procesului de preparare.

d) Sistemul scoate în evidență balanța reală a întreprinderilor și ca urmare mobilizează forțele pentru îmbunătățirea balanței.

e) Sistemul poate fi folosit pentru determinarea justă a corecțiilor de preț (bonificări și penalizări) și ca urmare mobilizează forțele pentru îmbunătățirea calității.

Bibliografie

1. *Abraham L.*: Calculul grafic al puterii calorifice pe baza unor date empirice. Bul. Soc. Politehnice, 1938.
2. *Miklosi C.* și *Deheleanu D.*: Utilizarea rațională a combustibililor solizi. Manuscris, Timișoara, 1933.
3. *Daniels B.* și *Grumbrecht K.*: Evaluarea economică a produselor de preparare. Glückhauf, 1955, p. 512.
4. *Tarjan G.*: Încercări de spălare cu lignit 0—40 mm de la mina Petöfi, Bány. Lapok, 1954, p. 232.
5. *Vanci G.*: Expertiză tehnică privind litigiul dintre C.F.R. „Sovromcărbune".

Tehnica nouă în domeniul transportului subteran

Ing. C. Arghir

Problema transportului subteran este una din problemele principale ale mineritului.

Realizarea producţiei miniere se face prin deplasarea unor mase mari de produse (de substanţă utilă şi de materiale auxiliare) prin reţeaua de lucrări subterane (adică prin galerii, puţuri, suitori, plane înclinate).

Substanţa minerală utilă desprinsă din zăcămînt este transportată prin reţeaua de lucrări subterane şi e dusă la zi. Un drum invers, de la zi la locurile de producţie din subteran, îl parcurg materialele auxiliare (lemn, fier, material de rambleu etc.). De asemenea, prin reţeaua de lucrări subterane se deplasează personalul, aerul de ventilaţie, apa.

Transportul subteran trebuie considerat nu numai ca un factor principal în activitatea subterană, ci însăşi drept cheia acestei activităţi, deoarece productivitatea la lucrările în abataj şi la înaintări este influenţată direct de activitatea de transport.

Pentru realizarea unui transport subteran, cît mai eficient şi economic, sînt necesare trei condiţii şi anume: producţie suficient de mare pentru a putea amortiza investiţiile corespunzătoare transportului în bune condiţii; o reţea de transport cît mai simplă şi mai scurtă; o dotare cu utilajul cel mai adecvat.

Prima condiţie este împlinită la marea majoritate a minelor actuale, ca o condiţie de bază, aşa că sînt de examinat numai celelalte două condiţii: reţeaua de transport şi utilajele.

Condiţii pentru reţeaua de transport subterană

Ca principiu, reţeaua de transport subterană trebuie să fie cît mai simplă şi mai scurtă. Ramurile secundare de transport (de la abataje la galeria principală) trebuie să fie cît mai puţine şi mai scurte (puncte de abataj cît mai puţine şi cu producţie cît mai mare). Traseul de transport trebuie să aibă cît mai puţine treceri de la transportul vertical la cel orizontal şi invers, iar extracţia să se facă pe cît posibil de la mai puţine orizonturi (concentrarea pe verticală).

În unele cazuri, amplasamentul, forma şi conţinutul zăcămîntului, precum şi presiunea rocilor, sînt factori care împiedică ca reţeaua de transport să îndeplinească condiţiile ideale de scurtime şi simplicitate.

În schimb, alegerea unor metode de exploatare de mare productivitate şi a unui utilaj de transport adecvat, sînt factori ce duc la simplificarea reţelei de transport şi la realizarea transportului subteran în condiţii optime.

Condiţiile pentru utilajul de transport

Condiţiile ce se cer utilajului de transport subteran sînt:

— să fie robust, ieftin, uşor de reparat şi de construcţie conformă cu cerinţele N.T.S.;

— să aibă gabarit redus, debit corespunzător locului de utilizare şi să suporte supraîncărcări momentane.

Clasificarea transportului subteran

Transportul subteran se poate clasifica după diferite criterii, astfel:

a) *după modul de acţionare:*

— transport prin gravitaţie şi transport prin mijloace mecanice.

b) *după modul cum decurge procesul de transport:*

1. transport continuu (cu benzi de transport, conducte);
2. transport intermitent cu vase (screpere, vagonete, autocare, colivii şi schipuri).

c) *după lucrările miniere subterane:*

— transport prin abataj, galerii, plane înclinate, suitori, puţuri.

Analiza transportului subteran la minele din străinătate

— Transportul prin gravitaţie.

Transportul prin gravitaţie are o aplicare pe cît posibil de largă, deoarece se exercită continuu şi nu necesită încărcarea iniţială a produsului. Se practică la abataje (metoda cu minereu remanent şi alte variante la minele de minereuri, metoda cu scuturi Cinakal, metoda cu trepte răsturnate, precum și alte metode la minele de cărbuni). De asemenea, acest transport se practică prin suitori pentru cărbuni, minereu sau rambleu, amenajînd în aceste lucrări șicane (perdele de lanțuri) pentru a realiza o curgere uniformă, liniștită, a produsului.

Mineritul german folosește în Ruhr transportul prin puțuri oarbe pe descensoare spirale, simplificînd rețeaua subterană, prin reducerea lucrărilor de deschidere la subetaje și realizînd un transport automat și simplu.

— Transportul cu mijloace mecanice.

La transportul efectuat cu mijloace mecanice se observă o largă folosire atît a mijloacelor continui de transport, cît și a transportului cu vase, precum și o perfecționare în paralel a acestor mijloace.

1. *Transportul continuu.*

Se efectuează pe benzi sau conducte.

Prin conducte transportul se efectuează obișnuit numai pentru rambleul hidraulic sau cel pneumatic.

Transportul producției prin conducte se efectuează în cazuri foarte rare (exploatarea sării prin dizolvare, transportul gazelor în metoda gazificării subterane). La cărbuni, transportul producției prin hidromecanizare, în stadiu de încercări, n-a dat însă rezultate pentru a putea prevedea de pe acum o extindere a acestui transport.

In schimb, transportul continuu cu benzi ia o mare amploare. La locul de producere se folosesc tot mai mult mijloace ce efectuează concomitent încărcarea și transportul, suprimînd efortul manual de încărcare (se folosesc benzi cu autoalimentare, pluguri, combine).

Transportul în abataje se efectuează cu scocuri oscilante, scocuri cu cablu și discuri, transportoare cu raclete, benzi.

Construcții speciale scunde sînt fabricate pentru strate subțiri.

Pe galerii și lucrări înclinate transportul se efectuează cu benzi. In special, benzilor de transport li s-au adus importante perfecționări, pentru a fi folosite în cazuri cît mai diverse. Din acestea se pot cita:

— benzi de transport cu coaste transversale de cauciuc, pentru a fi folosite în lucrări de peste 18^0 înclinare;

— transportoare curbilinii, pentru transport pe galerii în curbă;

— benzi cu tracțiune cu cabluri sau lanț, la care banda servește ca element portant;

— benzi de mare rezistență din cauciuc cu împletitură de fire metalice, servind la lungimi de transport mari (de peste 1 000 m) și înclinări de 15^0.

Transportul cu benzi are o mare posibilitate de răspîndire și posibilități ușoare de a fi automatizat.

Totuși, aplicarea integrală a transportului continuu la o mină nu e posibilă decît numai în anumite cazuri. De exemplu: nu poate fi folosit în locul puțurilor de extracție la zi. De asemenea, în afară de transportul producției mai este necesară efectuarea transporturilor auxiliare de materiale, rambleu, personal, ceea ce necesită fie o altă linie de benzi, fie folosirea altor mijloace de transport.

In orice caz, folosirea benzilor pentru transport și automatizarea transportului pe sectoare de producție va fi primul țel ce trebuie să fie realizat în viitor.

Pentru răspîndirea folosirii benzilor de transport este însă necesar ca acestea să fie de un număr redus de tipuri, bine studiate, ușor reparabile și să existe suficiente piese de schimb.

2. *Transportul intermitent.*

α) — *Transportul cu screpere.* In minele cu o productivitate ridicată, la abataje și înaintări, nu se folosesc vagonete pentru transport, decît în cazul excepțional în care aceste lucrări sînt situate la orizontul de transport.

In general, folosirea vagonetelor ca mijloc de transport în abataj este evitată și transportul se face cu benzi sau cu screpere.

Screperul este un utilaj de transport răspîndit, deoarece pentru distanțe de transport pînă la 30 m lucrează cu o productivitate ridicată, este robust și ușor maniabil, putînd fi folosit în lucrări cu contur neregulat, unde folosirea benzilor este mai dificilă. E folosit mult în abataje la minele de minereuri.

Francezii l-au folosit cu succes în abataje cu front lung, în strat subțire, sub forma de convoaie de screpere. Se folosește curent și la înaintări.

La o mină din Franța este în curs de experimentare un nou tip de screper încărcător (cu lopată), pentru înaintări rapide.

In viitor, acest mijloc de transport în abataj va continua să fie folosit ori de cîte ori va fi mai avantajos decît benzile de transport.

β) — *Transportul feroviar. Vagonete și locomotive.* Față de mineritul american care, datorită unor condiții favorabile speciale (lipsă de presiune), folosește de mult la transport vagonete cu capacitate mare, în mineritul european aceste vagonete au început să se introducă de prin anul 1928. Datorită numeroaselor avantaje ce le prezintă, vagonetele mari tind să înlocuiască din ce în ce mai mult pe cele mici. Azi vagonetele sub 600 l capacitate sînt în curs de dispariţie.

Vagonetele de 1 000 l capacitate, socotite astăzi mici, au o largă răspîndire; minele mari, folosesc însă din ce în ce mai mult vagonete de 2 000—4 000 l capacitate şi chiar mai mari. In Uniunea Sovietică se propune ca minele mari de cărbuni, cu o producţie de 0,9—1,5 milioane t/an, să treacă în viitor la vagonete cu o capacitate de 5—8 t. Faţă de vagonetele mici, vagonetele mari prezintă importante perfecţionări constructive, coeficient de tară favorabil (sub 0,4), construcţie pe ramă cu arcuri, cuple automate cu amortizoare.

Pe căile principale de transport, linia ferată, care pentru vagonete mici se construia din şine de profil pînă la 14 kg/m, se construieşte azi din şine tip 18—33 kg/m.

Pe galerii, tracţiunea manuală a vagonetelor, tracţiunea cu cai, cu trolii cap-coadă şi cu cabluri fără sfîrşit se întrebuinţează din ce în ce mai puţin fiind înlocuite de tracţiunea cu locomotive. Pentru minele cu emanaţii de metan tracţiunea cu oneroasele locomotive cu aer comprimat a dispărut, fiind înlocuită cu tracţiunea cu locomotive Diesel, de construcţie antigrizutoasă.

Tehnica stăruie în direcţia construcţiei antigrizutoase a locomotivelor cu acumulatoare. Pentru mine fără metan se folosesc, după caz şi convenienţă, locomotivele electrice cu troleu, locomotivele cu acumulatoare şi cele Diesel.

Mineritul sovietic prevede pe viitor construirea locomotivelor electrice de 16—20 t şi mărirea vitezei de transport pe căile principale la 15—20 km/h.

In transporturile principale ale unor mine se întrebuinţează sistemul S.C.B. (semnalizare, centralizare, blocare) cu comanda centralizată şi automată a macazelor şi semnalelor. In viitor, perfecţionarea dirijării transportului subteran se va generaliza. In afară de aceasta, se studiază realizarea în viitor a legăturii telefonice şi prin radio între dispeceri şi fiecare locomotivă de pe traseu.

γ) — *Transport cu vase.* In cazul zăcămintelor de înclinare mică (pînă la 7% şi chiar 15%) cu vatră tare, şi în special în cazul rocilor fără presiune, se practică transportul din abataj cu autocare (vagonete navetă automotoare), acţionate electric, de capacitate mare (4—6 m^3 sau 10—15 m^3).

Acest mijloc de transport de mare productivitate e răspîndit în mineritul american şi în curs de răspîndire în cel sovietic şi al altor ţări, în cazurile de zăcăminte corespunzătoare. Prezintă avantajul că drumurile de transport nu necesită investiţii cum este cazul transportului pe linie ferată. Autocarul, pe pneuri, are funcţie de navetă între abataj şi locul de descărcare circulînd pe distanţa de 100—150 m.

δ) — *Transport cu colivii şi schipuri.* E un transport minier caracteristic discontinuu.

Tehnica modernă a adus numeroase îmbunătăţiri constructive la instalaţii de la puţuri ridicînd capacitatea de transport a acestora pînă la 10 000 t/zi şi mai mult. In general, se socoteşte capacitatea de 10 000 t/zi ca o limită raţională pentru un puţ.

La transportul cu colivii acestea se construiesc polietajate pentru un vagonet sau pentru 2 vagonete cap la cap pe etaj. Pentru reducerea coeficientului de tară uneori coliviile se construiesc din duraluminiu.

Se construiesc şi colivii speciale basculante, pentru transport de lemn sau pentru evacuarea nămolului.

Pentru reducerea timpului de încărcare-descărcare la rampe, se construiesc în unele cazuri rampe polietajate; în toate cazurile rampele sînt înzestrate cu circuite automate de aducerea şi îndepărtarea vagonetelor, cu poduri basculante şi împingătoare, cu sistem de semnalizare dublu (optic şi acustic) şi cu legătură telefonică.

Pentru puţuri adînci s-a introdus transportul coliviei cu cabluri multiple. Acest mod de suspendare se va generaliza, datorită avantajelor numeroase (economic în construcţii: la metalul pentru cablu, la molete, la tamburi; un mers mai sigur al coliviei în puţ).

La producţii masive, puţurile mari sînt înzestrate cu schipuri, care, faţă de transportul cu colivie şi vagonete, au avantajul unui coeficient de tară redus. In afară de aceasta, vagonetele rămîn în subteran şi astfel se îmbunătăţeşte indicele de circulaţie al vagonetelor în exploatare.

Capacitatea schipurilor e variată, ajungînd pînă la 21 tone.

Puţurile moderne de mare capacitate sînt adesea echipate cu o dublă instalaţie: una cu schipuri pentru cărbune şi una cu colivii pentru transport de personal, steril şi materiale.

Concluzii asupra productivităţii transportului subteran la minele de cărbuni din străinătate

Specialistul în transporturi miniere, profesorul A. C. Spivakovkii, într-o lucrare de sinteză publicată în revista Ugoli nr. 2 din 1956, rezumă într-un tabel comparativ — reprodus în tab. 1 — caracteristicile transportului subteran în bazinele carbonifere sovietice, în Anglia, în bazinul Ruhr şi în S.U.A.

Tabela 1

Nr crt.	Ţara, bazinul, anul	Volumul muncă necesar pt. transp. subteran: posturi la 1000 t. produc. medie zilnică	Cele mai răspîndite variante de deschidere în bazin
1	2	3	4
1	*U.R.S.S.—Donbass* 1953 Comb. Stalinugoti (strate de mică înlinare).	195	Puţuri verticale şi planuri înclin. Galerie transversală principală cu lucrări pe înclinare.
2	*U.R.S.S.—Donbass* 1955 (exploatări cu strate de mare înclinare)	99	Puţuri verticale, galerii transversale de etaj.
3	*URSS—Karaganda* 1954	116	Puţuri vert. şi planuri inclinate. Galerie transversală principală şi luc. miniere pe înclinare.
4	*U.R.S.S.—Bazinul Moscovei*—1954	60	Puţuri vert. Deschiderea cu galerii direcţ. gemene
5	*Anglia* 1951 (în medie pentru toate exploatările)	139	Puţuri vert. Galerie transversală princip.şi lucrări miniere pe înclinare.
6	*Anglia,* 1954 (mine cu planuri înclinate utilate cu cablu fără sfîrşit).	130	idem
7	*Anglia,* 1954 (mine cu trans. complect continuu)	88	idem
8	*R.F. Germană,* bazinul Ruhr, 1955	82	Puţuri verticale. Galerii transvers. principale cu puţuri oarbe.
9	*S.U.A.*—1949	37	Galerii de coastă. Metoda de exploatare în camere.

Comparaţia se face la indicele posturi de transport subteran pe 1 000 tone producţie zilnică şi acest indice variază de la 37 la 195 post/1 000 t, ceea ce reprezintă o productivitate realizată la transport variînd de la circa 30 t/post la circa 5 t/post.

Acest indice depinde de o serie de factori, dintre care cei mai importanţi sînt — cum s-a arătat la început — reţeaua de transport (implicit varianta de deschidere), cît şi utilajele folosite.

— *Industria extractivă a sării.*

La noi, exploatarea sării se face pe calea dizolvării şi pe cale uscată.

Exploatarea sării pe cale umedă (prin dizolvare) se practică după inovaţia inginerului Vasile Dima, prin metoda de exploatare dirijată a sării la sonde. Metoda foloseşte procedeul continuu de transport şi anume prin pompare: se introduce pe o conductă apă dulce în zăcămînt care dizolvă sarea continuu, iar pe altă conductă, saramura e pompată la zi.

Metoda fiind de o mare productivitate, este pe cale de extindere la noi şi în viitor se va extinde şi în străinătate.

In cincinalul I, la exploatarea sării pe cale uscată, transportul subteran a progresat foarte puţin, el efectuîndu-se tot manual, cu vagonete. De curînd s-a introdus la o salină o maşină de încărcat sovietică tip S-153, cu rezultate bune.

Pentru ridicarea productivităţii muncii în transport subteran este necesar ca acesta să fie mecanizat, ceea ce, în cazul salinelor, este numai o problemă de utilare.

— *Industria extractivă a cărbunilor şi minereurilor*

1. *Realizările tehnicii noi în transportul **subteran.*** In cincinalul I au fost trasate mari sarcini de producţie mineritului nostru şi, ca urmare, în această perioadă a trebuit să fie pornite temeinic lucrări pentru a realiza aceste sarcini. S-au făcut eforturi mari pentru crearea cadrelor de muncitori, tehnicieni şi ingineri minieri, care să poată face faţă problemelor tehnicii noi din minerit. S-a deschis o serie de mine noi, iar cele existente s-au dezvoltat.

Pentru propăşirea tehnicii noi în minerit s-au creat institute speciale de proiectări şi cercetări, iar unele uzine, către finele cincinalului, au fost afectate special pentru a fabrica numai utilaje necesare mineritului.

In privinţa realizărilor privind aplicarea tehnicii noi în transportul subteran, se pot cita următoarele:

S-au stabilit profile tipizate de lucrări miniere de galerii, suitori, puţuri, care să corespundă N.T.S. şi cerinţelor de transport.

Minele noi şi-au dezvoltat reţeaua după aceste profile, iar la multe lucrări vechi s-a început regabaritarea profilelor.

Pentru dezvoltarea raţională a mineritului au fost elaborate proiecte de sistematizare pentru majoritatea minelor, iar executarea reţelelor subterane de transport se ghidează după prescripţiile acestor proiecte.

Privitor la mijloacele de transport subteran sînt de indicat următoarele:

— la minereuri şi la cărbune, în cazul condiţiilor favorabile de înclinare a zăcămîntului, au fost prevăzute metode de exploatare care asigură transportul prin gravitaţie atît în abataje cît şi prin suitori;

— transportul continuu, cu benzi, a luat o dezvoltare din ce în ce mai mare, deoarece s-au făcut importante eforturi de utilare a minelor cu transportoare cu raclete, benzi de cauciuc, benzi autoalimentatoare şi combine.

La utilarea cu mijloace de transport intermitent se remarcă următoarele:

— screperele au început să fie introduse la abatajele minelor de minereuri;

— transportul feroviar, principalul mijloc de transport subteran actual în minele noastre, a avut în primul cincinal îmbunătăţiri esenţiale.

S-a tipizat ecartamentul liniilor ferate şi liniile cu şine mai uşoare de 14 kg/m sînt pe cale de dispariţie. Liniile ferate ce folosesc locomotive s-au construit din şine de 18 kg/m şi mai grele. De asemenea, au fost tipizate vagonetele şi s-a căutat să fie eliminate vagonetele cu capacitate sub 600 l, înmulţindu-se parcul vagonetelor cu capacitate de 1 000 l.

O serie de mine au fost înzestrate pentru transportul cu locomotive Diesel, iar la una din minele importante s-a introdus transportul cu locomotive electrice cu troleu. De asemenea, la o altă mină, a fost proiectată electrificarea transportului şi înzestrarea lui cu sistemul S.C.B.

Datorită introducerii acestor mecanizări, la minele respective transportul manual sau hipo a fost redus în foarte mare măsură.

O serie de mine au fost înzestrate cu trolii electrice, pentru transportul pe plane înclinate.

În ce priveşte instalaţiile de extracţie, o serie de puţuri noi şi cîteva vechi au fost echipate cu instalaţii noi de extracţie, cu colivii. Pentru Valea Jiului sînt în curs de proiectare două puţuri de extracţie de capacitate mare, ce vor fi echipate fiecare cu cîte două instalaţii cu colivii şi schipuri.

Datorită acestor măsuri, tehnica nouă în transportul subteran al minelor noastre a progresat: astfel, de exemplu, datorită utilării, minele de cărbuni în decursul primului cincinal şi-au îmbunătăţit cu circa 55% indicele de mecanizare de la începutul cincinalului.

De asemenea, se poate semnala că la progresul în tehnica transportului au contribuit în bună măsură şi mişcarea inovatorilor şi raţionalizatorilor, a căror activitate a fost stimulată şi ghidată de cabinetele tehnice ce s-au înfiinţat la întreprinderi.

2. *Măsuri pentru intensificarea aplicării tehnicii noi în transportul subteran.* Progresele realizate pînă în prezent la noi în transportul subteran trebuie considerate numai ca un început.

Investiţiile ce s-au făcut şi se vor face, în lucrări şi utilaje de transport, trebuie să-şi dea roadele din plin, cît mai curînd. În acest scop, e necesar ca aplicarea tehnicii noi în transportul subteran să se facă după un plan stabilit. Acest plan trebuie să facă parte intrinsecă din proiectul de sistematizare a minei respective.

Planul pe care îl putem numi „Planul de mecanizare al transportului subteran", trebuie să conţină:

— necesarul de utilaje, piese de schimb şi piese de rezervă, caracteristicile lor şi timpul de intrare în funcţie, insistîndu-se în special, asupra aparatajului de măsură şi control;

— indicii de productivitate la transport, gradul de utilizare a capacităţilor şi alţi indici specifici, precum şi măsuri de îmbunătăţire a acestor indici;

— programul calendaristic pentru simplificarea şi îmbunătăţirea traseelor de transport, precum şi cel al scoaterii din funcţie a utilajelor vechi necorespunzătoare şi al înlocuirii lor cu utilajele tehnicii noi, tipizate;

— necesarul de reparaţii a utilajelor.

Pe baza documentaţiei planurilor de mecanizare a transportului subteran, trebuie prevăzute:

— măsuri şi mijloace pentru lărgirea posibilităţilor de a putea fabrica în ţară utilajele necesare planurilor de mecanizare a transportului subteran, atît în ce priveşte volumul şi sortimentul utilajelor, cît şi al pieselor de rezervă şi de schimb şi al aparaturii de măsură şi control;

— măsuri şi mijloace pentru asigurarea volumului şi calităţii reparaţiilor;

— măsuri în vederea studierii simplificării reţelelor de transport şi a perfecţionării proiectării utilajelor de transport de către institutele de proiectări şi de cercetări miniere.

— măsuri pentru intensificarea schimbului de experienţă cu străinătatea şi între întreprinderi, în problemele transportului subteran.

Pentru ridicarea productivităţii transportului subteran, credem că, în al doilea cincinal, eforturile trebuie îndreptate în următoarele direcţii:

— aplicarea transportului prin gravitaţie să fie extins la cît mai multe mine, iar sfera sa de aplicare să se lărgească prin adăugiri de mijloace corespunzătoare ca: scocuri fixe (normale sau emailate), descensoare spirale pentru puţuri, lanţuri de reglarea debitului, şicane pentru înfrînarea curgerii, guri de rostogol sistematice etc.;

— transportul pe benzi să fie extins în mult mai mare măsură decît în prezent şi să se tipizeze o gamă strînsă din acest utilaj;

— să se extindă tracţiunea mecanică în subteran, prin completarea dotării cu locomotive pentru transport pe galerii şi prin înlocuirea transportului producţiei cu trolii cu transportul cu benzi, pe plane înclinate;

— să se introducă experimental transportul cu vagonete automotoare la unele mine de minereuri, în legătură cu planul de mecanizare de ansamblu întocmit pentru aceasta;

— să se introducă şi să se generalizeze instalarea aparatelor de măsură, control şi semnalizare, la instalaţiile de transport;

Prin luarea măsurilor indicate, pentru aplicarea tehnicii noi, transportul subteran se va putea îmbunătăţi în mare măsură, contribuind astfel la realizarea şi depăşirea sarcinilor de producţie.

Realizări mondiale în domeniul transportului minier

Ing. Corneliu Colan

Deşi din punct de vedere tehnic, utilajul pentru transportul în subteran a făcut progrese remarcabile, prin crearea de tipuri noi de transportoare, de vagonete şi de locomotive, simultan cu introducerea pe o scară din ce în ce mai largă a automatizării liniilor, totuşi, indicii tehnico-economici ai acestui sector al exploatării miniere continuă să rămînă mult inferiori.

In cele ce urmează se vor examina iniţial problemele puse de organizarea modernă a transportului subteran, după care se vor analiza ultimele realizări în materie de utilaje de transport în abataj, pe galerii de pregătire şi pe galerii principale, notînd totodată şi cîteva noutăţi mai interesante din domeniul transportului la suprafaţa exploatărilor miniere.

Realizarea unui transport subteran în cele mai bune condiţii tehnico-economice depinde, într-o măsură cel puţin egală, atît de utilajul folosit cît şi de stabilirea unei cît mai raţionale scheme de transport şi a unei cît mai bune alegeri a utilajului potrivit condiţiilor locale.

Din punct de vedere al schemei de transport, principala cerinţă ce se impune constă în realizarea a cît mai puţine orizonturi colectoare şi a cît mai puţine trepte intermediare. Aceste două cerinţe care par a se confunda, se traduc prin realizarea unei exploatări cît mai concentrate.

Stabilirea schemei optime de transport subteran depinde într-o mare măsură de sensul de exploatare şi, în această direcţie, studiile efectuate pînă în prezent dovedesc superioritatea exploatării în retragere faţă de cea în cîmp.

In ceea ce priveşte organizarea raţională a transportului subteran, este bine de subliniat faptul că o abundenţă de mijloace de transport nu poate compensa, în general, lipsa de organizare. Această idee este cu atît mai valabilă, cu cît o exploatare minieră este mai concentrată. In prezent, se preconizează o anumită doctrină de organizare a transportului, care prevede ca necesară existenţa unui stoc de vagonete de manevră în fiecare sector, plus un stoc similar în rampele puţurilor. In cazul sectorului, dacă prin B se notează mărimea unui tren normal de vagonete, rezultă că la sector va trebui să existe la începutul schimbului: $B + s + n$ vagonete, unde s este stocul de siguranţă care poate alimenta punctul de încărcare timp de cîteva minute, iar n vagonetele garate, rămase neumplute de la schimbul precedent.

Dacă P este capacitatea liniei de pline la rampă, v capacitatea liniei de goale, k stocul de manevră din rampă, x numărul de locomotive ce pot funcţiona simultan în rampă, trebuie ca $P \geqslant Bx$ şi de asemenea, $k = Bx + s$, deci $P \geqslant k$. Pentru o mai bună organizare, capacitatea liniei de goale nu trebuie să fie mai mare decît stocul de manevră.

Numărul de vagonete dintr-o exploatare minieră intervine într-o măsură importantă în cheltuielile de amortizare ale transportului şi, ca atare, acest număr trebuie să fie minim, impunînd locomotivelor numărul maxim de curse pe schimb, folosindu-le cît mai mult la viteza maximă.

Ca organizare intimă a transportului subteran, cea mai economică soluţie pare a fi cea a evacuării producţiei în trenuri de vagonete, potrivit unui orar strict corespunzător producţiei maxim posibile a sectorului respectiv. Producţia respectivă trebuie să fie evacuată respectînd acest orar strict, prin modificarea numărului de vagonete din convoi. De asemenea, este indicată asigurarea unui stoc de manevră constant în fiecare sector, fiecare locomotivă trebuind să sosească la punctul de încărcare cu un număr de vagonete goale egal cu cel de vagonete pline evacuate cu convoiul precedent. Inaintările ce realizează minimum 1,5 m pe schimb ar trebui considerate ca sectoare independente, cu un stoc de manevră stabilit corespunzător celui mai productiv ciclu posibil de realizat; în fiecare schimb şi la o anumită oră o locomotivă avînd sarcina de a evacua şi de a realimenta frontul de lucru.

In ce priveşte deservirea abatajelor, se tinde spre realizarea unor fronturi de lucru cu avansare. Producţia unui abataj poate fi discontinuă, cu debite momentane ce pot crea valori destul de mari, debite ce nu pot fi impuse în aceeaşi măsură extracţiei pe puţ sau instalaţiei de preparare. In acest caz, soluţia este de a decala ciclurile diferitelor abataje ale unei exploatări în aşa fel, încît producţia orară să rămînă aproape constantă, dirijînd locomotivele cînd spre un sector cînd spre altul, potrivit unui grafic orar bine studiat.

Problema capacităţii vagonetelor trebuie tratată de la caz la caz. Pentru o exploatare existentă, analizînd mărimea investiţiilor necesare de înnoirea parcului de vagonete şi proporţia cu care intervin cheltuielile de transport în preţul de cost al cărbunelui, se poate stabili dacă, economic vorbind, este cazul trecerii la vagonete cu capacitate mărită. Pe de altă parte, la considerarea problemei reprofilării transportului subteran la o mină existentă, nu trebuie omise o serie de principii deja stabilite de practică pînă în prezent şi anume: cheltuielile cu reprofilarea unor galerii existente pot fi prohibitive iar galeriile cu pante mari impun locomotivele cu troleu, în timp ce galeriile cu manifestări de presiune din vatră sau pereţi, le înlătură. In acelaşi timp, în minele adînci şi deci calde, nu este indicată folosirea locomotivelor Diesel şi uneori este cazul orientării spre locomotivele pneumatice, fapt care atrage investiţii suplimentare, pentru realizarea unor instalaţii de compresoare corespunzătoare. Dimpotrivă, într-o exploatare nouă, de la început se vor alege vagonete de capacitate mare, care avînd o mai mare stabilitate permit viteze mai mari de transport, ceea ce măreşte considerabil capacitatea de extracţie a puţurilor şi randamentul căilor de transport.

Deoarece specificul mineritului constă în transportul unui tonaj mare prin lucrările subterane, alegerea mijlocului optim de transport şi organizarea transportului constituie un element de bază. Realizarea transportului subteran în mod manual nu poate răspunde sarcinilor de producţie şi ca atare mecanizarea transportului devine o necesitate tehnică şi economică.

Introducerea şi extinderea unei mecanizări raţionale a transportului, în special în industria carboniferă unde volumul ce trebuie manipulat este mult mai mare decît cel din industria minieră metaliferă, este mai strîns legată de metoda de exploatare. Abatajul cameră, aşa cum este realizat în prezent, este caracterizat printr-o capacitate de producţie redusă şi, ca atare, deşi permite mecanizarea transportului, acesta nu poate avea caracterul de economicitate pe care-l prezintă abatajul cu front lung. In condiţiile abatajului cameră, utilajul de transport mecanic nu este complet şi nici raţional folosit şi, ca atare, duce la mărirea preţului de cost. Cu toate aceste neajunsuri, introducerea mecanizării în aceste locuri de muncă este impusă de necesitatea uşurării efortului fizic al muncitorilor.

Pînă la mecanizarea complexă a abatajelor cameră, abatajele frontale se încadrează mult mai bine într-unul din principiile fundamentale ale mineritului, şi anume în acela al concentrării producţiei, şi, ca atare, mai toate realizările în domeniul transportului subteran au avut drept scop, în primul rînd, mecanizarea la maximum a exploatărilor de cărbuni superiori prevăzute cu abataje frontale. De aici rezultă că pentru rest (abataje cameră sau chiar abataje frontale, dar în cărbuni inferiori) a fost necesară adaptarea unor instalaţii de transport, care nu întotdeauna erau cu totul corespunzătoare.

A. Transportul în abataj

Modernizările în domeniul transportului în abataj s-au efectuat în două direcţii complet deosebite. In primul rînd, în cadrul exploatărilor de cărbuni, transportorul cu raclete este aproape generalizat, constructorii diferitelor tipuri străduindu-se să creeze tipuri din ce în ce mai economice. In al doilea rînd, în exploatările de minereuri, exploatate cu o capacitate de producţie mare sau mică, dar în condiţii ce permit exploatarea în camere, tinde să aibă o răspîndire din ce în ce mai largă transportul auto, în diferite variante.

Transportul în abataj reprezintă circa 25% din timpul total de lucru al echipei şi dacă se consideră în totalitatea lor operaţiile din cadrul procesului tehnologic minier, mai puţin tăierea, acestea nu sînt decît operaţii de transport.

Mărirea capacităţii necesare de transport în abataj depinde de grosimea stratului sau a faliei în exploatare, de adîncimea de havare sau lăţimea fîşiei tăiate, precum şi de lungimea frontului. Ultimul factor, lungimea frontului, este stînjenit de lungimea maxim posibilă a transportorului, deoarece plasarea într-un acelaşi abataj a două sau mai multe transportoare în serie nu este raţională.

Modul în care se face tăierea influenţează foarte mult asupra alegerii mijlocului de transport. Dacă tăierea este mecanică, banda transportă în mod continuu un acelaşi debit mediu, pe cînd, în cazul tăierii cu explozivi, solicitarea transportorului este bruscă, simultană pe toată lungimea sa şi într-o proporţie de 60—70% din debitul total de evacuat.

Problema transportului în abataj constituie o „problemă" numai pentru abatajele orizontale (de minereuri sau de cărbuni), deoarece în abatajele înclinate, evacuarea substanţei minerale utile din abataj se face prin gravitaţie. De aceea, în cele ce urmează, se vor analiza ultimele realizări tehnice în domeniul transportului în fronturi lungi, în straturile de cărbuni de înclinare mică şi medie şi în abatajele cameră din zăcămintele de cărbuni sau de minereuri.

1. *Scocul oscilant.* Este un utilaj pe cale de dispariţie din abatajele minelor de cărbuni. Un exemplu îl poate constitui situaţia din Ruhr, unde din 69 instalaţii cu o putere de 1025 kW existentă în anul 1938, s-a ajuns la 4 instalaţii cu o putere de 62 kW în 1953.

De asemenea, în Belgia, ţară care folosea în cea mai mare măsură scocurile oscilante, acestea sînt părăsite. In bazinul Campine, din 16 500 m scocuri oscilante în 1948, în 1954 s-au folosit numai 6 000 m, deşi lungimea de transport a crescut cu circa 15%.

In S.U.A., se aminteşte de folosirea scocurilor oscilante în cazul exploatărilor prin abataje cameră. In acest caz, scocul oscilant este cuplat direct la o maşină de încărcat tip „cioc de raţă" care permite ca într-un strat de 0,84 m grosime să se realizeze pe schimb circa 85 t/echipă de 4 muncitori. După exploatarea unei camere de 143 m (în decurs de 9 zile), utilajul se demonta şi se remonta într-o altă cameră. Este una din puţinele realizări avantajoase ale scocurilor oscilante şi se poate considera că, prin cuplarea dintre transportor şi încărcător, acest mijloc de transport va permite şi pe viitor să se realizeze curent anumite probleme speciale de transport.

Una din aceste probleme speciale o constituie abatajele de capacitate mică din zăcămintele tectonizate, în care nu este permisă montarea de maşini mari pentru transport. Dintre ultimele realizări pot fi menţionate utilajele de transport prezentate la expoziţia de la Liège din 1952. Astfel scocul oscilant „Braun" permite ca cuplarea elementelor să se facă cu un sistem de resort şi nu cu bulon, iar acţionarea să se facă printr-un motor cu cilindri gemeni, plasaţi de o parte şi de alta a jghiaburilor. Modul de asamblare impune însă montarea cît mai rectilinie cu putinţă a coloanei de jgheaburi.

Scocul oscilant „Jadot" realizează o cuplare axială, plasată sub jgheab, fapt care permite devieri de 14° în plan orizontal şi 8° în plan vertical şi totodată o montare şi o demontare foarte rapidă.

Scocul oscilant blindat „Porte şi Gardin", la care trenul de roţi se deplasează pe un batiu din 2 piese de oţel *U* încrucişate, iar jghiaburile se reazemă pe lagăre cu bile, este destinat deservirii abatajelor frontale, pe înclinare cu o lungime pînă la 100 m.

2. *Transportorul cu raclete.* Eficacitatea folosirii transportorului cu raclete în abataj depinde într-o mare măsură de corectitudinea cu care este ales tipul, în funcţie de diferitele condiţii date.

Analizînd din acest punct de vedere transportoarele cu raclete de tip sovietic, se pot spune următoarele:

— tipul STR-30 este indicat pentru abatajele în care se aplică tăierea cu ajutorul explozivilor;

— tipul SK-20 este indicat pentru abatajele cu vatră ondulată;

— tipul SKT_2-6 este destinat stratelor subţiri, putînd funcţiona împreună cu combina UKT, în rest nefiind indicat datorită greutăţii prea mari;

— tipurile ST-6 şi STS-3 sînt destinate abatajelor cu lungimi pînă la 50 m şi cu încărcare manuală sau transportului la săparea galeriilor;

— tipul SKT_3-6 este destinat în special abatajelor din stratele subţiri iar SK-30 este destinat abatajelor de lungime maximă, dotate cu combine.

Domeniul de aplicare al acestor tipuri de transportoare cu raclete se poate stabili din fig. 1.

In ultimul timp a fost realizat şi tipul SKR-17 cu o capacitate de transport de 60—100 t/h, avînd o înălţime de 160 mm. Ramura de întoarcere este înclinată la 70° faţă de orizontală, fiind închisă într-o carcasă, la marginea ramurii active, ceea ce permite să fie îngustat culoarul în care se montează transportorul.

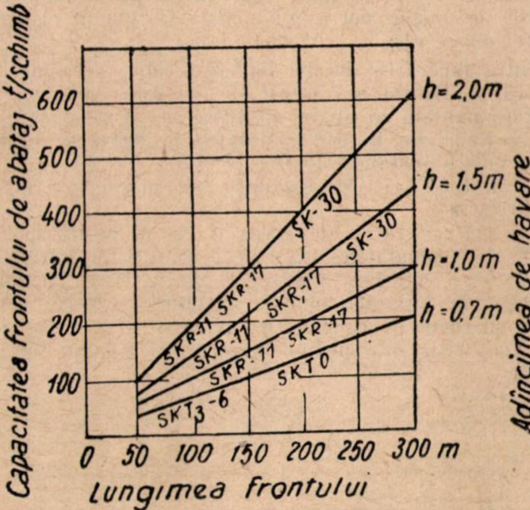


Fig. 1 — *Domeniul de aplicare al diferitelor tipuri de transportoare cu raclete.*

In ceea ce priveşte ţările apusene, folosirea transportoarelor cu raclete este de asemenea în extindere în Ruhr şi anume la 117 instalaţii de transport continuu (benzi de cauciuc, transportoare cu raclete şi scocuri oscilante) cu o putere totală de 22 639 kW în 1948; s-a ajuns la circa 450 instalaţii de transportoare cu raclete cu o putere instalată de 26 023 kW în 1953.

Pe viitor, deşi se întrevede o şi mai largă aplicare a transportoarelor cu raclete, totuşi, constructorii par a se orienta numai spre construcţia de tipuri grele. Tipurile uşoare nu permit să fie montate lîngă frontul de cărbune pentru ca încărcarea să fie comodă, în cazul tăierii cu ajutorul explozivilor şi, totodată, nu permit deplasarea havezei sau combinei pe transportor şi nici împingerea continuă spre frontul de lucru. Pe de altă parte, montarea lor pe o vatră ondulată dă naştere la opriri dese, datorită săririi lanţului de pe stea, fapt care atrage după sine necesitatea montării transportorului pe diverse suporturi sau în canale săpate în vatră, ceea ce complică foarte mult exploatarea. Necesitatea mutării fără demontare a transportorului cu raclete, lîngă peretele de cărbune, numai printr-o simplă translaţie este impusă atît de reducerea timpului ciclului (deci de o creştere a indicelui de exploatare şi de o creştere a productivităţii muncii), cît şi de o dirijare a presiunii acoperişului mai raţională. Pentru realizarea acestui deziderat este necesar un transportor cu raclete de tipul blindat. Acesta fiind de construcţie solidă, cu jgheaburi confecţionate din profile laminate şi din tablă groasă, prezintă toate condiţiile pentru deservirea abatajelor cu front lung. Datorită construcţiei sale solide, transportorul blindat permite havezei sau combinei să alunece pe el, reducînd astfel şi mai mult culoarul de tăiere şi deci îmbunătăţind modul de dirijare a presiunii. In acelaşi timp, şinele de ghidare a havezei sau combinei formează şi o ghidare a lanţului cu raclete, fapt care permite aplicarea acestor transportoare şi în stratele cu vatră ondulată.

Ultimele construcţii de transportoare pot asigura capacităţi de transport de circa 120—150 t/h, la o lungime de coloană de 150—200 m, acţionarea fiind realizată cu unul sau două motoare de cîte 20—30 kW.

In fig. 2 este reprezentat un astfel de transportor blindat, realizat pentru funcţionarea într-un abataj dotat cu plug de cărbune, iar în fig. 3, o construcţie similară pentru cazul folosirii unei combine. O construcţie modernă este aceea din fig. 4, la care racletele sînt acţionate de un singur lanţ, ramura de întoarcere a acestuia fiind plasată lateral faţă de ramura activă şi la o înclinare de circa 70°. Această nouă construcţie funcţionează în condiţii perfecte în stratele cu vatră ondulată, dar nu permite montarea combinei sau havezei pe transportor.

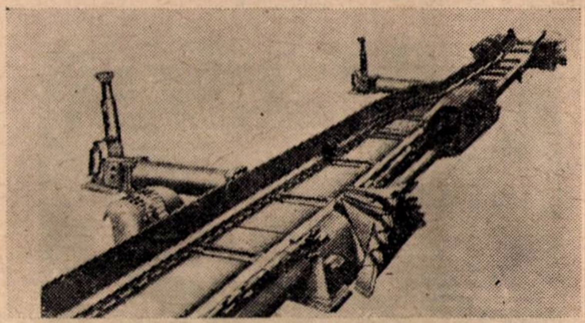


Fig. 2 — *Transportor cu raclete blindat pentru abatajele cu plug de cărbune.*

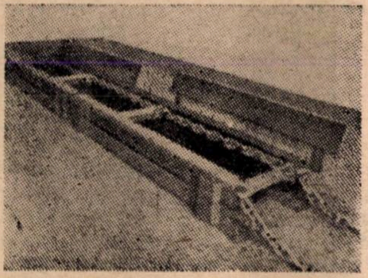


Fig. 3 — *Transportor cu raclete blindat.*

Pentru mecanizarea transportorului în abatajele cameră se foloseşte tot transportorul cu raclete, blindat, care este prevăzut în partea dinspre cărbune cu un lanţ de havare care permite scoaterea unui făgaş în care este împins transportorul, încărcarea cărbunelui făcîndu-se astfel automat. In acest mod s-au obţinut avansări de 4—5 m/schimb, cu productivităţi de 18—27

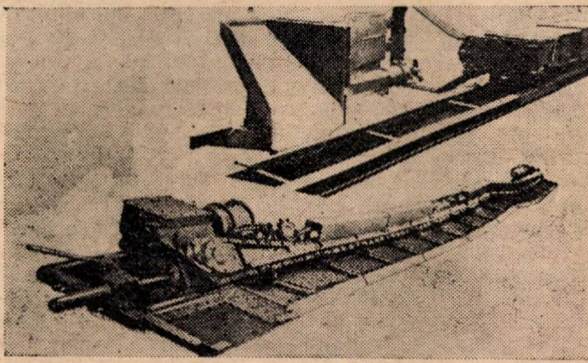


Fig. 4 — *Transportor cu raclete în consolă şi ramură de întoarcere laterală.*

t/post. Sistemul acesta (fig. 5) dînd bune rezultate a fost extins şi la abatajele cu front lung, unde s-a renunţat la jghiaburile transportorului. Acest tip de transportor a fost realizat numai din cele două lanţuri şi racletele respective, cuţitele de tăiere şi cele două staţii de acţionare care sînt trase spre frontul de cărbune prin intermediul a două trolii.

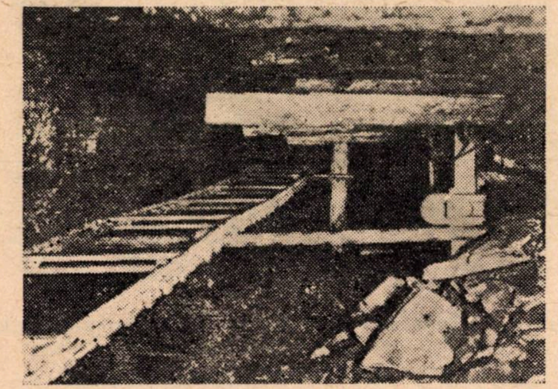


Fig. 5 — *Transportor cu raclete, havator.*

Inlocuirea scocurilor oscilante, mai ales în abatajele cu front lung pe înclinare, este posibilă de realizat şi prin transportoarele cu discuri. Astfel, la tîrgul de la Lipsca din 1955, a fost prezentat un astfel de transportor de construcţie poloneză, care poate funcţiona la înclinări de 18—40⁰. Transportul se efectuează în acest caz într-un jgheab de secţiune semicirculară şi poate realiza o capacitate de 90 t/h la o viteză a lanţului de 0,46 m/s şi o putere de acţionare de 13 kW.

In vederea reducerii la minim a timpului de oprire a transportoarelor cu raclete, datorită îndoirii racletelor, s-au realizat o serie de dispozitive de recondiţionare la rece a racletelor prin folosirea unor mici cricuri cu cremalieră sau a unor dispozitive hidraulice.

In domeniul transportoarelor cu raclete, una din puţinele probleme ce au rămas nerezolvate este aceea a tipului optim de lanţ, discuţia purtîndu-se asupra lanţului tip Galle şi asupra lanţului calibrat. Lanţul Galle, deşi prezintă o serie de avantaje, cum ar fi defectări mai reduse (deoarece se rupe mai greu decît cel calibrat), posibilităţi mai reduse de a sări de pe steaua de acţionare, posibilitatea de a fi montat pe vetre ondulate şi uzură mai redusă, prezintă totuşi neajunsul unui cost ridicat şi al unei execuţii mai pretenţioase. Progresele realizate în străinătate în ceea ce priveşte execuţia lanţurilor calibrate au condus aproape la generalizarea acestora. Lanţul calibrat prezintă avantajul unei execuţii rapide şi mai puţin costisitoare, motive de mare importanţă pentru industria minieră unde se consumă cantităţi mari.

Modernizarea transportoarelor cu racletă se poate face atît prin îmbunătăţirea calităţii materialului cît şi prin perfecţionarea ideii constructive. Ceea ce trebuie impus pe viitor constructorilor de transportoare cu raclete este mărirea siguranţei şi duratei de serviciu, calităţi ce se pot obţine atît prin folosirea unor materiale mai rezistente, mai uşoare şi anticorozive, cît şi prin ridicarea preciziei prelucrării mecanice a pieselor. O durată de numai 6 luni de funcţionare a lanţurilor nu poate fi considerată ca mulţumitoare. Pe de altă parte, se impune mărirea vitezei acestor lanţuri, fapt care va permite o uşurare a construcţiei şi totodată o reducere a sarcinilor dinamice. Totodată, se impune trecerea la acţionări cu cuple hidraulice şi în unele cazuri chiar la transmisii hidraulice. Pentru simplificarea problemei pieselor de rezervă se impune o standardizare mai strictă a tipurilor existente.

3. *Transportoarele cu bandă.* Progresele realizate în ultimul timp, în ceea ce priveşte confecţionarea benzilor de cauciuc, au permis ca şi acestea să poată fi utilizate în abataj. Mărirea rezistenţei mecanice, a rezistenţei la uzură, precum şi eliminarea pericolului de aprindere, au înlăturat inconvenientele ce făceau ca benzile de cauciuc să nu poată pătrunde în abataje. Necesitînd o putere mult mai mică pentru acţionare, benzile de cauciuc pot asigura chiar la lungimi mai mari debite importante.

Pentru ilustrarea acestei tendinţe este interesant faptul că în Belgia s-a trecut de la 2 400 m bandă de cauciuc montată în abataj în 1945, la 12 000 m în 1954, iar în Ruhr, de la 312 instalaţii de benzi de cauciuc cu o putere instalată totală de 5 701 kW în 1938, s-a ajuns în 1953 la 1791 instalaţii, cu o putere instalată de 46 000 kW.

O primă realizare este aceea a covorului transportor, folosit la exploatarea stratelor subţiri şi orizontale. Inainte de efectuarea împuşcării sau a tăierii mecanice se trage, în faţa pereţelui de cărbune, pe vatra abatajului, un covor de cauciuc. Acest covor, o dată încărcat, este tras prin intermediul unor trolii montate în galeriile laterale (fig. 6), unde este descărcat pe benzile transportoare normale. La un front lung de 70 m, transportul întregii producţii durează circa 7 minute.

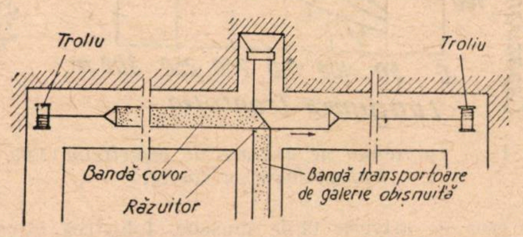


Fig. 6 — *Transportor cu bandă — covor.*

Transportorul cu bandă de cauciuc, obişnuit, poate fi şi el folosit în abataj. In aceste cazuri este vorba de o instalaţie perfect mobilă pentru a putea fi zilnic deplasată şi care, ca atare, este supusă unor solicitări mult mai mari. Iniţial, transportoarele cu bandă de cauciuc pentru abataje nu se deosebeau de cele normale, decît prin greutatea redusă şi prin uşurinţa cu care se monta infrastructura. In prezent, se foloseşte tot mai mult transportorul cu ramura inferioară portantă: ramura de bandă ce serveşte la transportul produselor alunecă pe vatra abatajului, în timp ce ramura de întoarcere trece pe sub acoperişul stratului, rezemînd din loc în loc o serie de bare fixe (fig. 7 şi 8). Acest mijloc de transport necesită cel mai redus mijloc de încărcare, iar mutarea instalaţiei se efectuează uşor, rapid şi cu o

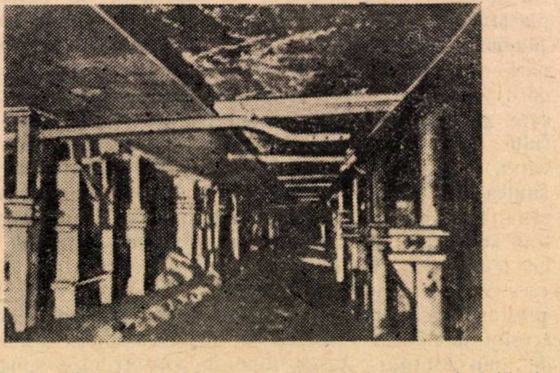


Fig. 7. — *Abataj echipat cu transportor cu bandă de cauciuc.*

echipă foarte redusă. Aceste caracteristici au permis o largă aplicare a acestui mijloc de transport, după cum s-a arătat la începutul acestui paragraf. In ultimul timp s-a creat şi posibilitatea deplasării combinei sau havezei pe banda de cauciuc, ca şi pe un transportor cu raclete blindat.

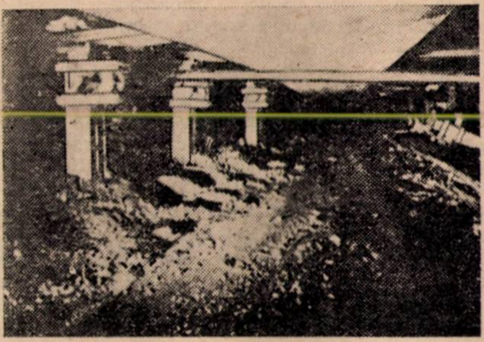


Fig. 8 — *Transportul cărbunelui în abataj, cu bandă de cauciuc cu ramură inferioară portantă*

In Ruhr, în stratele subţiri, se foloseşte un transportor cu bandă de cauciuc tip „dute-vino", cu ramură unică. Ramura de înapoiere a fost înlocuită printr-un cablu ce trece prin culoarul învecinat. Acest transportor, deşi asigură o evacuare discontinuă a abatajului, face faţă totuşi condiţiilor grele de lucru din stratele subţiri.

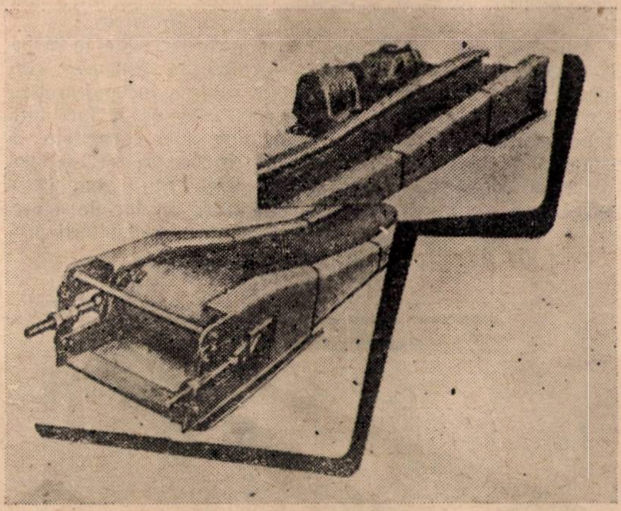


Fig. 9 — *Transportor cu bandă de cauciuc blindat.*

Deoarece transportorul cu raclete blindat consumă multă energie, constructorii au imaginat transportoare noi, capabile să conducă pe ele utilajul de tăiere şi să se poată muta fără demontare, dar care să consume mai puţină energie şi la care uzura pieselor să fie mai redusă. Astfel, Holbach Braun a prezentat în 1954 la Essen un transportor cu bandă de cauciuc în construcţie blindată (fig. 9). Efortul de tracţiune la acest transportor se transmite prin lanţuri, banda de cauciuc servind numai la deplasarea încărcăturii.

La exploatarea prin metoda cu camere şi stîlpi a zăcămintelor de cărbuni sau a celor de minereuri, a obţinut o răspîndire excepţional de mare în ultimul timp transportorul auto cu vagonete navetă (autocare). In acest domeniu, realizările mai importante sînt de provenienţă americană, zăcămintele de cărbuni şi minereuri din această ţară pretîndu-se la exploatare în camere şi stîlpi.

Tipul Joy SE-32 de vagonet navetă auto (fig. 10) are o înălţime de 0,81—0,94 m, fiind destinat abatajelor din stratele de grosime mică. Capacitatea utilă a vagonetului este de 2,7—4 m³, iar viteza de parcurs: 5,6 km/h la cursa goală şi 4,8 km/h la cursa încărcată. Plasat pe 4 pneuri, din care numai două sînt acţionate, această construcţie prezintă o înălţime de descărcare variabilă, deservită hidraulic. Descărcarea materialului se face prin intermediul unui transportor cu raclete montat pe fundul benei. Tipul Joy SC-60 are o înălţime de 1,37 m, putînd transporta pînă la 12 tone. La ambele tipuri frînarea se face hidraulic, cu frîne obişnuite pe roţile de direcţie şi frîne foarte puternice (cu disc) pe roţile de acţionare. Ambele vagonete auto pot funcţiona în ambele sensuri cu comandă dublă.

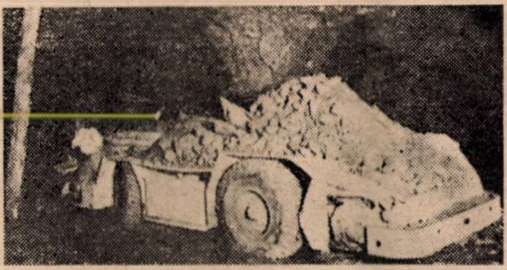


Fig. 10 — *Vagon navetă auto, acţionat electric.*

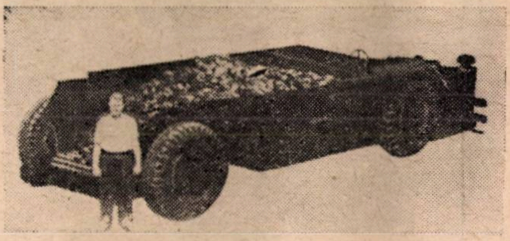


Fig. 11 — *Vagonet navetă de 18 tone.*

Un tip nou de astfel de mijloc de transport este cel din fig. 11. Acest tip are o înălţime de numai 1,5 m, şi poate transporta 18 t. Bena acestuia este mult evazată, fapt care face posibilă o încărcare mai uniformă a şasiului. Puterea motorului Diesel este de 275 CP, cu dublă comandă. Descărcarea se poate realiza cu un transportor cu raclete, cu viteza reglabilă de 0,30 m/s.

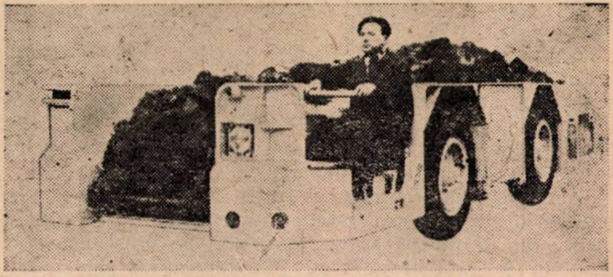


Fig. 12 — *Vagonet navetă tip Mecaload 40 SPE.*

Dintre tipurile franceze se poate cita construcţia Mécaload 40-SPE. Acest tip de vagonet are o lungime de 6,5 m, o înălţime de 1,4 m, o lăţime de 2,4 m şi o capacitate de circa 10 t; se poate deplasa cu o viteză de 6 km/h în cursa goală şi 4,8 km/h încărcat. (fig 12).

In R. F. Germană se construieşte tipul Ruhrthaler (fig. 13), acţionat tot cu motor Diesel şi cu caracteristici constructive asemănătoare celor amintite mai sus. Pentru exploatările de minereuri, tot ca mijloc de transport în abataj, poate fi considerat şi screperul. In ultimul timp, în unele exploatări din S.U.A. şi Canada s-au introdus în subteran autocamioane şi dumpere identice cu cele folosite în exploatările la zi. Acestea transportă minereul din abataj pînă la instalaţia de presfărîmare existentă tot în subteran.

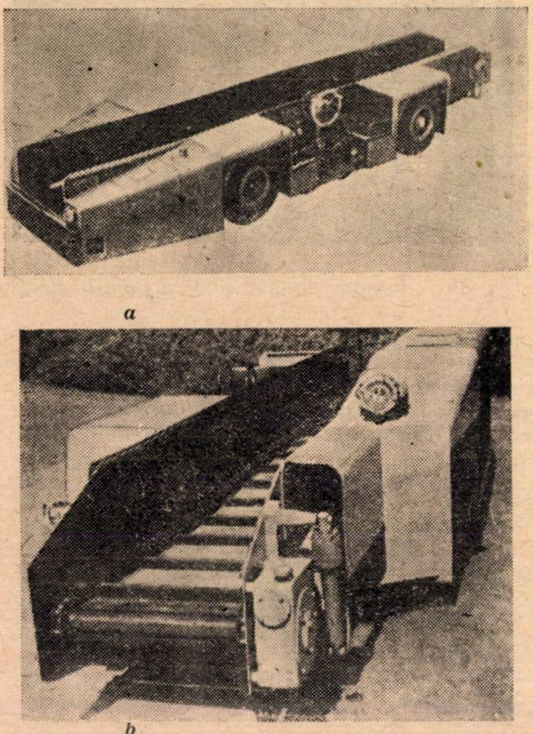


Fig. 13 — *Vagonet navetă auto tip Ruhrtahler:* a) *vedere laterală;* b) *vederea capului de descărcare.*

B. **Transportul prin lucrările miniere orizontale**

Spre deosebire de transportul în abataj, transportul prin lucrările miniere orizontale trebuie să facă faţă unei capacităţi mult mai mari şi totodată, pe unele porţiuni, să permită importante devieri în plan orizontal. Pînă nu de mult, în aceste lucrări era generalizat transportul pe cale ferată realizat manual, hipo, cu cablu sau cu locomotive. In ultimul timp însă, îşi găseşte o tot mai largă aplicare transportul pe bandă de cauciuc şi, de curînd, construcţiile speciale de transportoare metalice.

Galeria de transport constituie pentru procesul tehnologic de exploatare principalul loc de strangulare a producţiei, strangulare ce se poate produce în trei puncte şi anume: la punctul de racordare cu abatajul, pe traseul galeriei şi la punctul de racordare cu planul înclinat sau cu puţul de extracţie.

In ce priveşte racordarea dintre abataj şi galeria de transport, strangularea este aproape complet evitată, în cazul cînd producţia vine din abataj pe un transportor continuu şi este trecută pe un transportor similar în galerie. Acelaşi lucru se petrece şi la racordarea galeriei cu planul înclinat, cînd în ambele lucrări funcţionează mijloace de transport continuu, sau la racordarea unei galerii prevăzute cu bandă transportoare cu un puţ de extracţie prevăzut cu schip.

Strangularea transportului la punctul de racordare dintre abataj şi galeria de transport, cînd pe acesta funcţionează un mijloc oarecare de transport pe cale ferată, se produce nu atît datorită manevrelor greoaie de schimbare a vagonetelor la încărcare, cît mai mult din cauza unei alimentări neritmice cu vagonete goale a punctelor de încărcare. Deoarece despre dimensionarea parcului de vagonete de la punctele de încărcare s-a mai vorbit mai sus, se vor aminti numai dispozitivele moderne ce permit manevrarea mai comodă a trenurilor de vagonete goale la încărcare.

In minele moderne, deplasarea vagonetelor goale sub banda ce vine din abataj sau din galeria de preabataj nu se face manual, iar folosirea troliilor este şi ea neindicată. Se caută, întotdeauna, să se realizeze puncte de încărcare cu o oarecare stabilitate în timp, pentru a face posibilă o mecanizare şi chiar o automatizare a procesului. Una din cele mai moderne instalaţii prevede ca banda pe care se găseşte cărbunele din galeria de preabataj să deverseze pe o bandă scurtă de circa 2 m, plasată deasupra trenului de vagonete. Această bandă scurtă, denumită şi alimentator, poate funcţiona în ambele sensuri, funcţionarea ei fiind cuplată cu funcţionarea unui împingător montat la punctul de încărcare, sub linie. Iniţial vagonetul este încărcat pe jumătatea din faţă (banda scurtă deversează cărbunele prin spate), după care vagonetul este împins de împingător sub capul din faţă al benzii scurte (banda scurtă deversînd cărbune în faţă) încarcă şi jumătatea din spate a vagonetului. Această instalaţie permite o încărcare rapidă, mai bună şi mai completă. In cazul în care tronsonul de linie sub care se află împingătorul este montat pe o placă vibrantă, se măreşte şi mai mult gradul de umplere al vagonetului şi se asigură astfel o economie de vagonete, deci o deservire perfectă (menţinînd acelaşi parc de vagonete) a punctelor de încărcare.

Evitarea strangulării pe traseul galeriei este în strînsă legătură cu capacitatea mijlocului de transport respectiv. Pentru galeriile colectoare, de la început trebuie să se prevadă mijlocul de transport care poate face faţă funcţionării simultane, cu maximum de capacitate, a numărului maxim de puncte de încărcare ce se pot plasa pe traseul acestei galerii. Este mult mai justă ideea unei astfel de supradimensionări, în loc de a prevedea o organizare riguroasă şi strictă a debitării producţiei din diferitele puncte de încărcare.

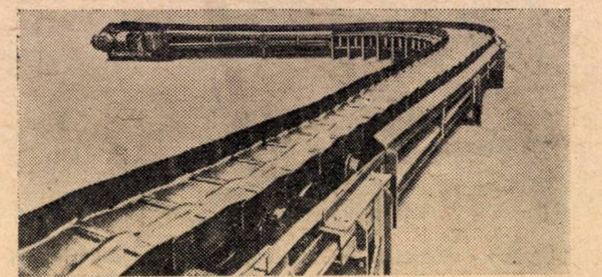


Fig. 14 — *Transportor în solzi.*

Transportul prin lucrările miniere orizontale se poate executa cu transportoare cu raclete, benzi de cauciuc sau vagonete acţionate fie cu cablu, fie cu locomotive.

1. *Transportoarele cu raclete* sau transportoarele metalice sînt destinate în primul rînd efectuării transportului prin galeriile de pregătire sau preabataje. Folosirea oricărui tip de transportor continuu pentru galerii de preabataj este indicată şi trebuie recomandată ori de cîte ori capacitatea de transport depăşeşte 200 t/zi, indiferent de cheltuielile de transport, deoarece numai prin aplicarea acestui mijloc de transport se poate mări coeficientul de uniformitate al producţiei şi se poate mări chiar producţia. Inlăturarea opririlor abatajului este obligatorie, mai ales în cazul organizării producţiei după metoda unui ciclu sau a unei fîşii pe schimb. In cazul galeriilor principale, transportul continuu nu prezintă aceleaşi avantaje pe care le are în

cazul galeriilor de preabataj, unde circulația, alimentarea punctelor de încărcare și chiar secțiunea transversală sînt favorabile. In cazul galeriilor principale de transport, mijlocul de transport se alege pe considerente economice și de mînă de lucru.

In prezent, în galeriile de preabataj, transportul se efectuează în general cu transportoare cu raclete, dar și în acest domeniu pătrunde tot mai mult banda transportoare curbilinie sau transportorul în solzi. Datorită pericolului de aprindere prezentat de benzile de cauciuc de construcție obișnuită, se remarcă în ultimul timp tendința constructorilor de a realiza transportoare în întregime metalice. La Essen, în 1954, au fost prezentate 12 tipuri de astfel de transportoare care au următoarele avantaje: sînt incombustibile, nu permit pierderi de cărbune în lungul traseului, consumă energie mai puțină pentru aceeași prestație și necesită întreținere redusă, permite realizarea unui transport continuu în galerii sinuoase, exclude punctele de trecere intermediare, permite deservirea unor trasee foarte lungi numai prin instalarea unor stații intermediare de acționare. Dintre principalele dezavantaje se pot cita: cheltuieli de investiție mai mari, construcție mai grea și mai voluminoasă, demontarea necesită personal mai mult. Totuși, aceste tipuri de transportoare au căpătat o întrebuințare din ce în ce mai largă. Astfel, dacă în Ruhr (în 1947) 86% din numărul de transportoare erau cu bandă și 14% transportoare metalice, în 1953 erau 75% cu bandă, respectiv 25% metalice, cifre mult îmbunătățite de practica ultimilor ani în direcția folosirii extensive a transportoarelor metalice curbilinii.

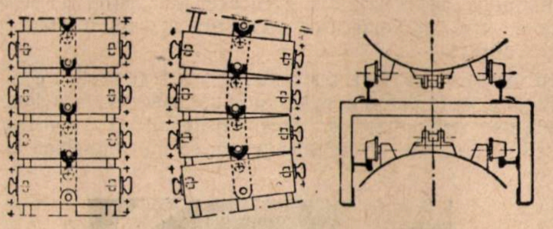


Fig. 15 — *Imbinarea elementelor la transportorul în solzi.*

După cum se poate vedea din fig. 14 și 15, acest transportor este format din elemente metalice ghidate pe șină, ceea ce îi permite înscrierea în curbe cu raza de 3 m. Elementele sînt cuplate lateral la lanțul de acționare, fiind asamblate numai printr-o legătură centrală dorsală de tip semicardanic. Un astfel de transportor se poate înscrie în curbe la 90⁰ și, în același timp, poate urmări și ondulațiile vetrei. Putînd fi construit în lungimi de 1000 m și lățimi de 400—500—640 mm, acest transportor poate avea o capacitate de transport de 120—170 și 200 t/h cărbune. In prezent există o varietate destul de mare de astfel de transportoare, care diferă numai prin modul în care este realizată asamblarea solzilor. După cum se vede în fig. 16, acționarea acestor transportoare se poate face chiar pe traseu, folosind o transmisie cu lanț cu came, procedeu ce permite montarea la aceeași unitate a oricîtor stații de acționare este nevoie. Puterea instalată este redusă: un motor de 16 kW este suficient pentru acționarea unei benzi lungi de 220 m, cu o capacitate de 310 t/h, la o viteză de deplasare de 0,9 m/s.

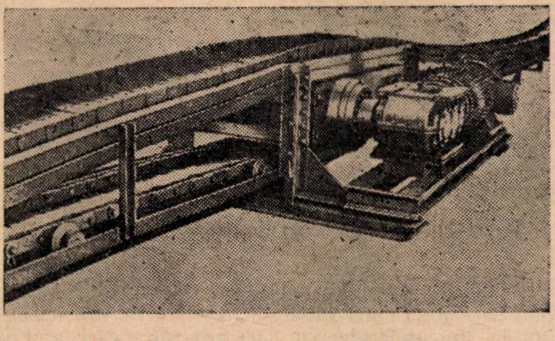


Fig. 16 — *Transportor în solzi.*

La unele exploatări s-a căutat să se adopte acest transportor și la o serie de soluții originale. Astfel, se citează un caz în care un astfel de transportor a fost montat în circuit închis în galeriile de preabataj și în abataj, într-un strat de 0,9 m grosime. Abatajul avea o lungime de 200 m și era prevăzut cu un plug. In porțiunea de abataj transportorul avea o construcție blindată iar la extremitate, în galeriile de preabataj, se montau elemente telescopice care făceau posibilă prelungirea transportorului pe măsura avansării abatajului. La o lungime instalată de 500 m, s-au montat 3 acționări de cîte 20 kW. In acest abataj s-a realizat comanda centralizată a motoarelor transportorului și a plugului, transmisă prin microfoane dinamice fără baterie, între postul de comandă și traseul din abataj etc. Analizînd comparativ acest abataj cu altele în funcțiune, rezultă că transportorul în solzi a permis eliberarea a circa 15 muncitori zilnic, iar prețul de cost a scăzut de la 2,27 DM/t, în cazul unui transportor blindat cu raclete, la 1,8 DM/t, în cazul transportorului cu solzi.

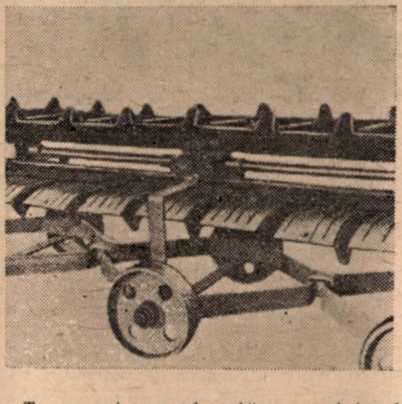


Fig. 17 — *Transportor cu bandă cu raclete din cauciuc tip Stübbe.*

2. *Transportoare cu bandă de cauciuc.* Inainte de a se analiza transportoarele propriu-zise cu benzi de cauciuc, se redă în fig. 17 o ultimă realizare destinată transportului prin galerii de preabataj și chiar în abataj. Este vorba de o bandă de cauciuc, la care banda formează la intervale regulate, o serie de pliuri rezistente, ce se comportă ca o serie de raclete. Această bandă este în special destinată deservirii combinelor de tăiere cu came, de tipul lui Cotinous Miner (fig. 18), sau al abatajelor frontale pînă la 40 m. lungime.

Transportoarele cu bandă de cauciuc sînt destinate în prezent transportului prin galeriile principale de transport, unde concurează cu transportul pe calea ferată. Studiile tehnico-economice efectuate în străinătate au arătat că domeniul de aplicare al transportului cu bandă prin galeriile principale este limitat și că acest mijloc de transport, considerînd o durată a benzii de 3 ani, devine rentabil numai la capacități de ordinul a 1000-1600 t/zi și distanțe de 500-1500 m. Cu cît capacitatea este mai redusă, cu atît trebuie să fie mai redusă și distanța de transport, în caz contrar, transportul cu locomotiva devine mai economic.

Una din cauzele care se opuneau introducerii benzilor de cauciuc în subteran o constituia pericolul de aprindere.

Transportorul cu bandă de cauciuc pare a fi fost cauza unui mare număr de grave incendii, care au produs pierderea a numeroase vieți omenești, abandonarea unor materiale costisitoare și pierderea unor rezerve importante de cărbuni. Statisticile dintr-o serie de țări dovedesc mărimea gradului de risc prin introducerea în mine a benzilor de cauciuc. In Anglia, în 11 ani, s-au produs 100 de incendii datorită transportoarelor cu bandă și se citează cazul unui astfel de incendiu ce s-a soldat cu moartea a 80 persoane. In Ruhr, din 79 de incendii ce au avut loc între 1947 și 1953, circa 30% se datoresc aprinderii benzilor; în Belgia, aceste incendii se cifrează la cîteva zeci, în ultimii cinci ani. Pericolul ce-l prezintă incendiile pentru viața lucrătorilor din subteran, se datorează faptului că prin aprinderea benzii se degajă o cantitate abundentă de oxid de carbon, care creează o atmosferă toxică pe tot traseul de aeraj, reducînd posibilitatea de retragere a personalului.

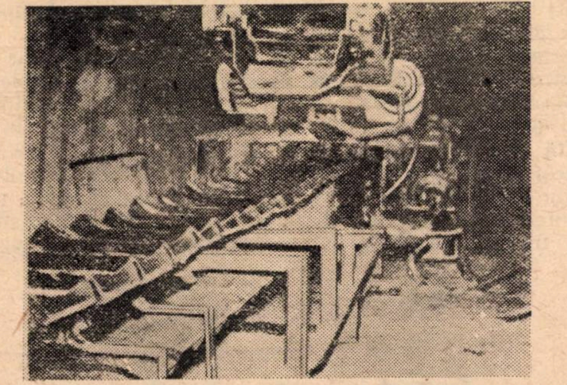


Fig. 18 — *Transportor cu bandă cu raclete din cauciuc.*

Numeroasele studii întreprinse în străinătate au stabilit cauzele posibile ale acestor aprinderi (alunecarea benzii pe tambur, frecarea pe rulouri și surse externe) fapt care a permis luarea celor mai potrivite măsuri. Dificultatea a constat pînă nu de mult, în imposibilitatea de folosire a unor materiale ignifuge care să prezinte o rezistență mecanică cel puțin egală cu a cauciucului. Astfel, s-au folosit benzi de neopren, benzi din țesături de sticlă sau metalică impregnate cu clorură de polivinil, sau cauciuc Buna. Din toate aceste soluții, folosirea clorurii de polivinil s-a dovedit a fi cea mai indicată, datorită aderării perfecte și rezistenței ridicate la uzură.

Totodată, pentru preîntîmpinarea aprinderii benzii, s-au realizat dispozitive automate de decuplare a curentului de acționare, imediat ce rulourile de susținere a benzii sînt supuse unei frecări și, deci, unei încălziri considerabile. Alte aparate controlează temperatura tamburilor, putînd declanșa atît deconectarea alimentării cu energie electrică sau aer comprimat, dar chiar să declanșeze stropirea în vederea răcirii zonei încălzite. Pentru preîntîmpinarea alunecării benzii se folosesc aparate care controlează numai viteza benzii sau verifică în mod continuu diferența dintre viteza benzii și viteza tamburului. Deoarece circa 42% din cazurile de aprindere a benzilor s-au datorat ruperii ei la punctul de descărcare, s-a realizat un aparat simplu de protecție care oprește automat instalația în clipa în care porțiunea de bandă defectată trece prin punctul de descărcare.

In domeniul construirii benzilor s-a căutat să se ridice, pe cît posibil, puterea necesară pentru acționare și să se mărească durabilitatea instalațiilor. Astfel, s-au introdus role pe rulmenți din aliaje metaloceramice s-au folosit role montate pe un cablu elastic, rolele fiind confecționate din neopren presat. Acest dispozitiv are o flexiune constantă, permite o curățire automată a rolelor, astfel că reazemele devin mai ușoare și necesită o întreținere mai redusă. In afară de aceasta, durata de serviciu a dispozitivului este mult mai mare decît a reazemelor existente, iar montarea lui se face prin două puncte perfect vizibile (fig. 19 și 20). Aceste reazeme realizate de Joy și denumite „Limberoller", au o rezistență mai bună decît oțelul la abraziune și coroziune. Se citează faptul că o serie de astfel de role, după circa 600 milioane rotații și transportul a peste 780 000 tone, cu viteza de 2,5 m/s, nu au prezentat semne de oboseală. Unul din tipuri este uns o dată pentru totdeauna, iar altul permite ungerea continuă, cuplajele de neopren fiind etanșe la praf. Dat fiind că reazemul este flexibil, forma de covată variază o dată cu sarcina și cu repartiția acesteia, ceea ce favorizează menținerea unui aliniament al benzii. Ca greutate, un astfel de reazem este de trei ori mai ușor decît un reazem obișnuit cu trei rulouri.

In Anglia au fost realizate benzi transportoare și de acționare complet din nylon sau cu inserții de nylon. Avantajele prezentate de acest material la construcția benzilor constau în rezistența mare la abraziune și la întindere, caractere ce asigură o durabilitate mare, cu toate că necesită o întreținere mult mai redusă decît benzile obișnuite de cauciuc. Totodată, transportoarele cu bandă din nylon sînt mai subțiri și mai ușoare decît acelea cu bandă de cauciuc, ceea ce duce la un consum de energie mai redus și la o montare mai comodă. In același timp, flexibilitatea mare a benzii permite folosirea rolelor de diametru redus. Ca exemplu de rezistență se citează cazul unei curele de transmisie din nylon, folosită la un generator cu 1000 rot/min, care a rezistat foarte bine în condiții în care curelele obișnuite de cauciuc sau din alte materiale erau scoase din uz în două sau trei luni.

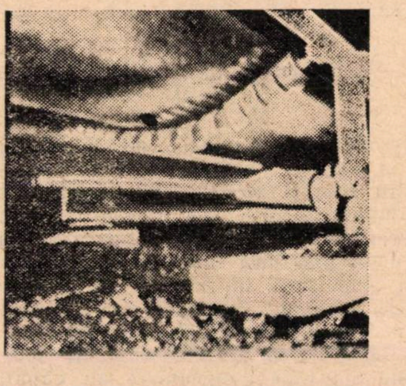


Fig. 19 — *Bandă pe suport tip Limberoller.*

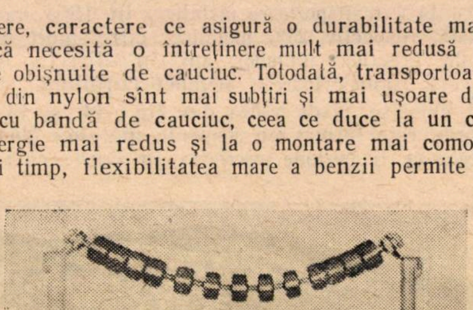


Fig. 20 — *Suport de bandă tip Limberoller.*

Transportoarele cu bandă sînt în prezent realizate în construcții din ce în ce mai mari. Astfel, la o uzină de preparare a minereurilor de la Narwik, funcționează o bandă de cauciuc ce transportă bulgări de minereu de fier de 10 cm. Banda are o lungime de 400 m pe o ramură și 780 m pe altă ramură, o lățime de 1—1,5 m și o viteză de 1,65 m/s, ceea ce permite realizarea unui debit de 4 000 t/h.

Dezvoltarea mașinilor puternice de încărcat, ca și cea a combinelor de săpare, a pus problema unui dispozitiv de evacuare cît mai adecvat, pentru a putea garanta o funcționare continuă a acestora. Una din cele mai raționale soluții este realizarea transportorului cu bandă extensibilă (Joy). Transportorul constă din două capete automotoare montate pe șenile și unite între ele printr-o bandă de cauciuc ce reazemă pe role tip „Limberoller". Banda nu este întinsă pe toată lungimea ei, ci poate fi stocată automat, menținînd-o sub stare de tensiune. Capacitatea de rezervă de bandă este de circa 30 m. In decursul funcționării (fig. 21), capătul posterior al transportorului rămîne fix în punctul de încărcare al vagonetelor, capătul anterior urmărește înaintarea combinei, iar pe măsură ce banda se extinde se montează reazemele respective la intervale de 1,5 m. Ulterior a fost realizat și tipul JOY XB36 care are o lățime a benzii de 900 mm, putînd transporta circa 400 t/h. Acest transportor se poate extinde pînă la o lungime de 300 m. Pentru a putea deservi combina, cînd aceasta înaintează în camere transversale, se poate folosi o bandă portal care face legătura între combină și transportorul extensibil.

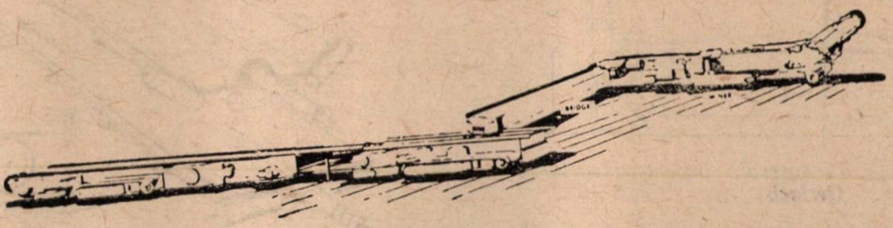


Fig. 21 — *Transportor cu bandă extensibil.*

Pînă aici s-au prezentat construcțiile obișnuite de benzi, la care îmbunătățirile au fost realizate fie la materialul din care este fabricată banda, fie la reazemele de role. In cele ce urmează vor fi prezentate noile tipuri constructive de benzi care-și propun ca prin aplicarea de principii noi să garanteze instalației o durată cît mai mare de serviciu și un consum de energie cît mai redus.

Dintre noile tipuri constructive prezintă un interes special transportorul cu bandă de tracțiune prin lanțuri și cel cu tracțiune prin cablu.

Primul transportor cu bandă cu tracțiune prin lanț este prezentat în 1952. La această construcție s-a evitat aplicarea efortului de tracțiune asupra benzii însăși, acest efort fiind aplicat unui lanț care-l transmite; lanțul este prevăzut din loc în loc cu plăci de reazem din tablă, ce susțin banda din loc în loc. La această construcție s-a menținut rola unică pentru ramura inferioară și bateria de roluri cu covată pentru ramura superioară. Rola centrală a fost înlocuită printr-o roată de ghidare a lanțului, rezemarea ramurii portante făcîndu-se numai pe rolele laterale (fig. 22). Banda nu mai este necesar să fie supusă la o tensiune prea mare, ceea ce permite reducerea rezistenței la tracțiune cu 60% din valoarea existentă în transportoarele cu bandă obișnuite. Puterea de acționare este similară cu cea a transportoarelor obișnuite. Lungimea traseului nu este limitată, însă traseul trebuie să se mențină rectiliniu. Acest tip de transportor permite folosirea unor benzi de cauciuc mai puțin solide și deci mai ieftine, făcînd posibilă folosirea chiar a unor benzi considerate uzate la transportoarele obișnuite. Banda nefiind sub tensiune și nici antrenată pe tamburi, riscurile de incendiu sînt minime.

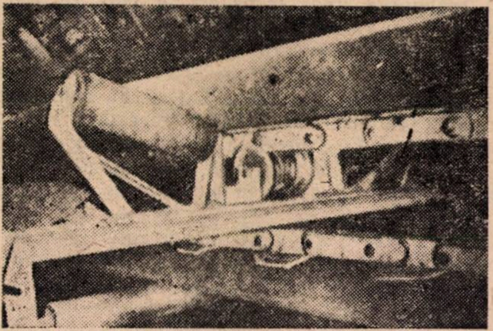


Fig. 22 — *Transportor cu bandă, cu lanț tip Hörstermann.*

In 1955 apar încă două transportoare construite pe același principiu. La transportorul Mecco (fig. 23), banda se reazemă pe o serie de axe încovoiate, care fac legătura între roțile de ghidaj ale celor două lanțuri calibrate laterale. La stațiile de acționare și întoarcere banda se separă de elementele de tracțiune, fiind susținută de role obișnuite. La fiecare extremitate banda și lanțurile sînt rotite la 180° pe verticală sau pe orizontală, ramura de întoarcere putînd fi și ea folosită drept ramură activă.

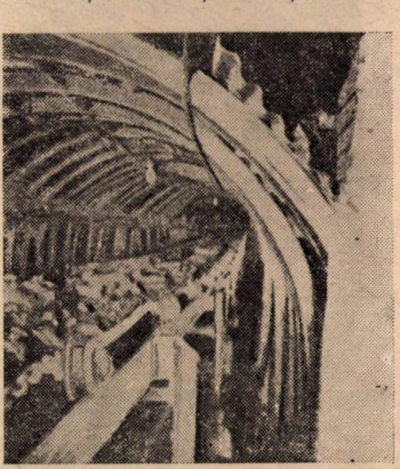


Fig. 23 — *Transportor cu bandă tip Mecco, cu tracțiune prin lanțuri.*

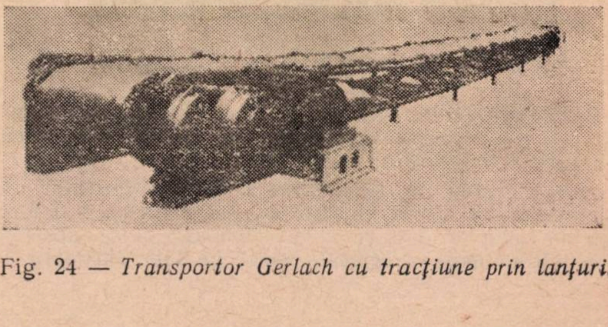


Fig. 24 — *Transportor Gerlach cu tracțiune prin lanțuri.*

Transportorul Gerlach (fig. 24, 25, 26 și 27) diferă de tipul precedent prin faptul că axele pe care reazemă cureaua sînt articulate în mijlocul lor. Lanțurile de acționare și banda se prind de axe prin clame, acest mod de prindere permițînd folosirea chiar pentru trasee scurte a unor elemente lungi de bandă fără a le tăia. Acest tip de bandă se construiește în lățimi de 650, 800, 1000 și 1200 mm, la care corespund debitele de 230, 360, 450 și 780 m^3/h.

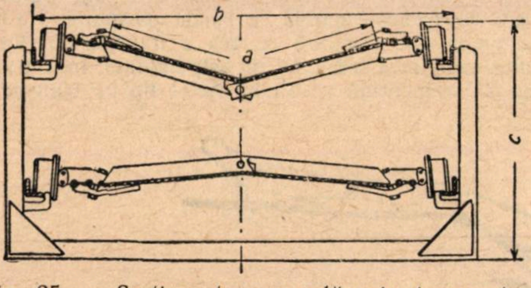


Fig. 25 — *Secțiune transversală prin transportorul Gerlach.*

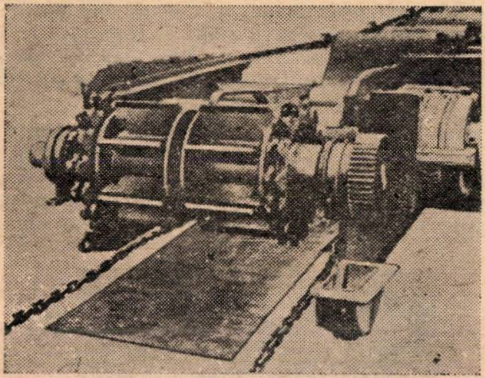


Fig. 26 — *Capul de acționare al transportorului Gerlach.*

Funcționînd pe un plan înclinat la 18^0 și un traseu de 50 m, acest tip de bandă a fost acționat de o singură stație de acționare dotată cu două motoare de cîte 60 CP. Lanțurile sînt calculate la un coeficient de siguranță egal cu 8 pentru transportul de material și egal cu 12 pentru transportul de personal.

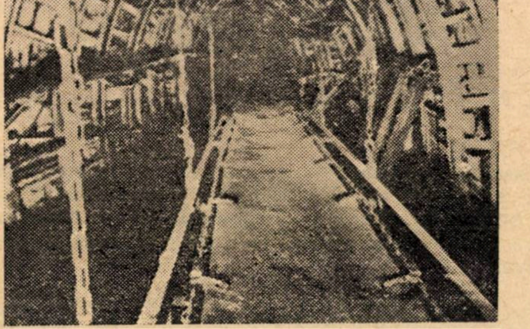


Fig. 27 — *Transportor Gerlach în funcțiune.*

Tot la Essen, în 1954, firma Clouth a prezentat un transportor cu bandă al cărui organ de tracțiune îl forma un cablu de oțel de mare rezistență, ce se introducea într-un locaș cauciucat, plasat pe fața inferioară a benzii (fig. 28). Pentru a evita folosirea unui cablu prea greu este indicată plasarea stațiilor de acționare la distanță de cîte 1000 m. Ulterior, cablul de tracțiune unic a fost înlocuit prin 6 cabluri echidistante plasate în latul benzii. Banda reazemă pe o serie de cabluri care suportă efortul de tracțiune și reazemă la rîndul lor pe o serie de role de ghidare (fig. 29). Numărul și diametrul cablurilor depinde de sarcina de transportat și de lungimea traseului. Infrastructura este simplă și ușoară deoarece între două baterii de role, cablurile sînt acelea care suportă sarcina.

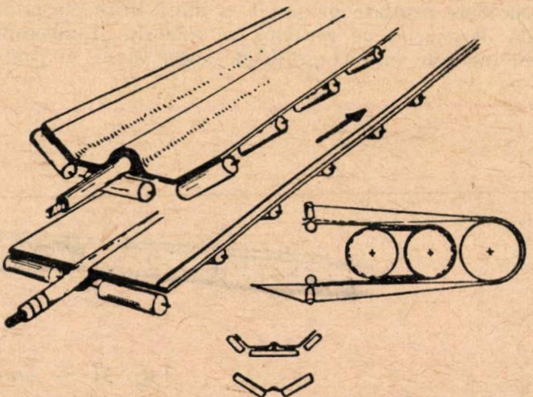


Fig. 28 — *Transportor cu bandă cu tracțiune prin cablu.*

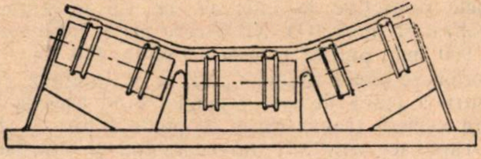


Fig. 29 — *Bateria superioară de role la banda cu tracțiune prin 6 cabluri.*

O astfel de bandă, instalată la o mină din Canada, efectuează transportul a 750 t/h, pe o distanță de 1150 m, cu o viteză de 2 m/s, fiind deservită de un singur cap de acționare de 550 CP.

Acestui tip de transportor i se prevede o utilizare foarte largă în viitor. Avantaje ca acela de a exclude uzura benzii, de a putea realiza transportul continuu pe circa 4 km, efectuînd ridicarea sarcinii la circa 900 m, cheltuielile de investiție reduse și deservirea comodă, permit realizarea unui transport în condiții economice optime.

Tot în vederea ușurării construcției benzilor, firma Goodman a construit un transportor suspendat, la care ramura superioară reazemă pe baterii de role suspendate pe două cabluri, iar ramura inferioară reazimă pe role în U ce sînt suspendate la extremități pe aceleași cabluri. La rîndul lor, cablurile sînt suspendate prin dispozitive simple, fixate prin bulonare în acoperișul galeriei.

Dintre alte realizări mai importante în domeniul transportului cu bandă, se poate aminti realizarea unei benzi de cauciuc cu pereți laterali tot de cauciuc, fapt care permite mărirea capacității de transport, și banda din oțel cauciucat care constă dintr-o foaie de oțel pe fețele căreia se vulcanizează cauciuc. Această bandă, realizată de Sandwiken, este în studiu de experimentare.

Pentru a putea realiza repararea defectelor benzilor de cauciuc cît mai rapid cu putință, în special în subteran, s-a imaginat vulcanizarea la rece folosind o pastă vulcanizantă sau un aparataj, la care temperatura de vulcanizare este înlocuită prin presiunea mărită la strîngerea celor două bucăți de cauciuc.

3. *Transportul pe linie ferată.* Acest mod de transport presupune folosirea unui vas de transport — vagonetul — şi mijlocul de tracţiune — cablul sau locomotiva. Inainte de a analiza mijloacele de tracţiune, se va analiza mai în amănunt problema vagonetelor.

Problema capacităţii optime a vagonetelor a căpătat în ultimul timp o mare importanţă, datorită în primul rînd faptului că, din punct de vedere al organizării transportului subteran, vagonetul nu este numai un mijloc de deplasare a materialului ce se transportă, ci are şi rolul unui siloz mobil. Vagonetul de mare capacitate permite reducerea numărului de vagonete, simplificînd deci deservirea transportului, reduce lungimea convoaielor şi deci a gărilor şi rampelor subterane, îmbunătăţeşte raportul dintre greutatea moartă şi greutatea utilă mărind astfel productivitatea, reduce rezistenţa specifică la circulaţie şi deci consumul de energie, şi, datorită stabilităţii mărite, permite mărirea vitezei de circulaţie. Pentru exploatările carbonifere cu producţii de 1000 t/zi, capacitatea optimă a vagonetului este de 2—3 t, iar la cele cu producţii de peste 5000 t/zi se propune folosirea vagonetelor de 5 t, cu cuplare automată, suspensie pe arcuri şi tampoane elastice. In 1952 tonajul mediu al vagonetelor în industria carboniferă era de 1,2 în U.R.S.S., 0,65 t în Anglia şi 0,95 t în Ruhr, ceea ce dovedeşte structura mult mai bună a transportului şi parcului de vagonete în U.R.S.S.

Mărirea capacităţii vagonetelor prezintă o serie de avantaje economice încă imprecis stabilite. Deşi, de exemplu, trecerea de la vagonete de 1 t la vagonete de 1,5 t permite mărirea greutăţii convoiului cu 38%, în timp ce greutatea moartă creşte numai cu 4% iar cea utilă cu 60%, lungimea convoiului reducîndu-se cu 67%, nu trebuie omis faptul că folosirea vagonetelor de capacitate mărită necesită o linie cu suprastructură mai îngrijită.

Rezultate neaşteptate în domeniul măririi capacităţii unui parc de vagonete existent s-au obţinut prin trecerea de la fundul semicircular la cel dreptunghiular (o creştere a capacităţii de 22—28%) sau prin supraînălţarea cutiei cu circa 200—250 mm (o creştere a capacităţii de 20—25%).

Realizarea unui transport rapid este strict legată de realizarea unor manevre cît mai rapide ale trenurilor.

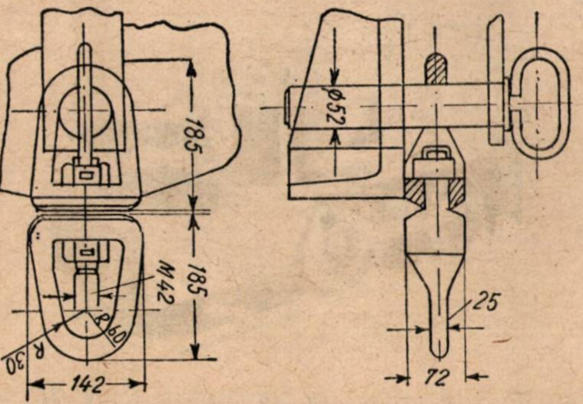


Fig. 30 — *Cuplă rotativă.*

Această cerinţă a impus realizarea cuplelor rotative (fig. 30) sau a cuplelor automate (fig. 31 şi 32).

Pe viitor, transportul pe cale ferată se prevede a se realiza într-o cît mai mare măsură cu locomotive. Transportul cu cablu, în oricare din variante, nu mai este considerat nici tehnic şi nici economic şi ca atare acest mijloc de transport, acolo unde încă există, se consideră că rezolvă o serie de probleme locale pe o perioadă foarte limitată în timp, rămînînd mult inferior din punct de vedere economic şi al protecţiei muncii transportului cu locomotive.

Transportul cu locomotive, de orice tip, presupune existenţa unei perfecte infrastructuri şi, pe cît posibil, folosirea unei şine grele (în ultimul timp recomandîndu-se chiar şine de 33 kg/m). Numai în aceste condiţii va fi posibilă introducerea vagonetelor de capacitate mare sau mărirea vitezei de transport la 15—20 km/h.

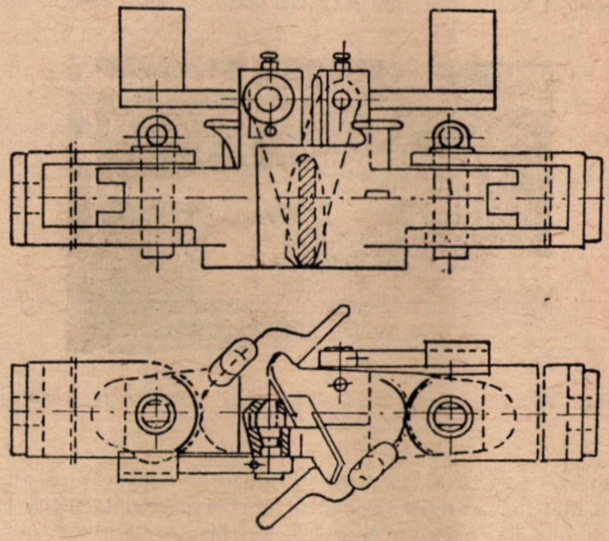


Fig. 31 — *Cuplă automată.*

Analizînd iniţial problema generală a electrificării transportului cu locomotive se remarcă o situaţie destul de curioasă, dar numai la prima vedere. Astfel, în industria carboniferă britanică, funcţionau în 1954 circa 102 locomotive electrice, faţă de 500 locomotive Diesel, cifre ce dovedesc oarecum o reorientare spre locomotiva Diesel, mai ales dacă aceasta este dotată cu epurator de gaze.

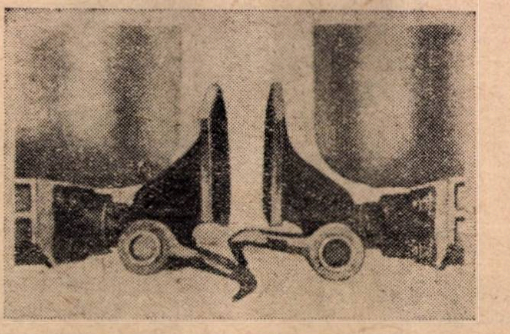


Fig. 32 — *Cuplă automată sistem Müthing.*

Locomotivele electrice au şasiul construit din lonjeroane şi traverse din oţel laminat, adeseori sudate, cu grosimi de 15—35 mm şi uneori chiar 140 mm. Locomotiva poate fi prevăzută cu un singur post central de comandă sau cu două posturi (cîte unul la fiecare extremitate). Motoarele de viteză redusă sînt montate pe şasiu paralel cu calea ferată şi posedă transmisie cu reductor şi şurub. Frînarea se realizează mecanic, pneumatic, electric sau electromagnetic şi uneori chiar hidraulic.

Locomotivele cu troleu sînt folosite numai la transportul prin lucrările miniere situate în circuitul principal de intrare a aerului în mină, la o tensiune de 600 V (în Franţa). Ele demarează prin cuplare în serie de rezistenţe intermediare. Noile tipuri de locomotive au putere mare, pot lucra cu suprasarcină importantă, sînt foarte suple, au un randament foarte bun şi necesită o întreţinere redusă. Pericole ca: scurt circuit, aprinderea metanului, electrocutare şi curenţi vagabonzi, sînt înlăturate prin realizarea unei instalaţii îngrijite.

In Statele Unite, locomotivele cu troleu sînt realizate cu forme aerodinamice şi cu greutăţi pînă la 50 t (fig. 33).

Inovaţia cea mai recentă în acest domeniu o constituie desigur realizarea din R.F. Germană a locomotivei cu dublu troleu, care, cu toate că prezintă complicaţii suplimentare ale reţelei de alimentare (în special la macaz), suprimă o parte din pericolele de electrocutare sau de curenţi vagabonzi (fig. 34). Tot în vederea îmbunătăţirii condiţiilor de securitate a muncii se recomandă ca sudura şinelor să se facă prin procedeul aluminotermic, deoarece prezintă o serie de avantaje suplimentare, ca: preţ de revenire şi rezistenţă electrică redusă, posibilitatea unei folosiri comode a frînelor electromagnetice etc.

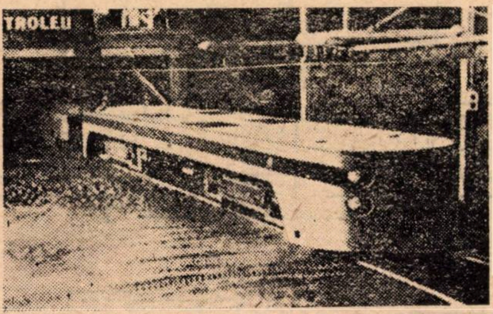


Fig. 33. — *Locomotivă cu troleu construcţie General Electric.*

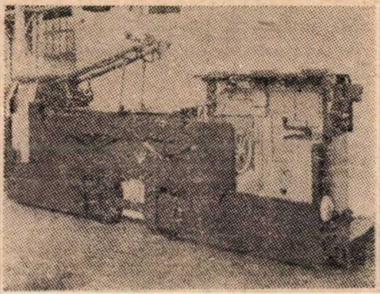


Fig. 34 — *Locomotivă cu troleu dublu.*

Pentru exploatările metalifere cu capacitate mare de producţie se recomandă în ultimul timp efectuarea transportului principal cu vagonete navetă, acţionate electric şi alimentate prin troleu (fig. 35). Tipul Mecaload HIRE poate încărca 12 t (9 t greutate moartă) şi se poate deplasa încărcat, cu o viteză de 8 km/h, descărcarea efectuîndu-se prin intermediul unui transportor cu raclete, plasat pe fundul vagonetului navetă.

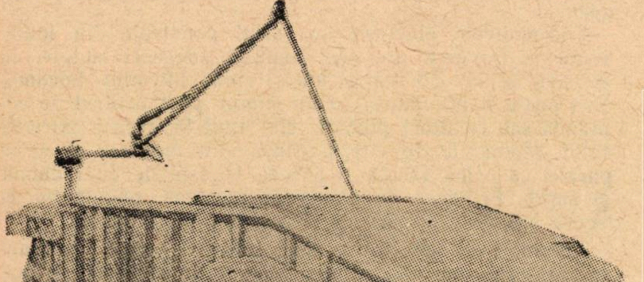


Fig. 35 — *Vagonet navetă cu troleu tip Mecaload HIRE de 12 tone.*

Locomotivele cu acumulatoare se pretează la realizarea de construcţii uşoare (1—2 t) şi de înălţime mică (0,9 m) putînd astfel circula în curbe de rază mică (2,5 m). Puterea acestor locomotive este limitată în general la 40—60 C.P.. Tensiunea de alimentare este limitată între 60 şi 120 V, capacitatea medie a bateriilor (la o descărcare în 5 ore) fiind de 400 Ah, cu o utilizare reală de 50—65%. Consumul de energie al acestui mijloc de transport este de ordinul a 50 Wh/tkm, cu un coeficient de tracţiune de 7,5 kg/t. Demararea se face în general prin control reostatic şi cuplaj serie paralel a motoarelor. In general se construiesc locomotive cu acumulatoare antideflagrante, siguranţa fiind obţinută prin intermediul unor ventilatoare. Cele mai recente construcţii au o greutate de 13,5 t şi o putere de 90 CP., cu cîte o cabină de comandă la fiecare extremitate. Construcţia locomotivelor cu acumulatoare a înregistrat o serie de progrese, dintre care mai importante sînt următoarele:

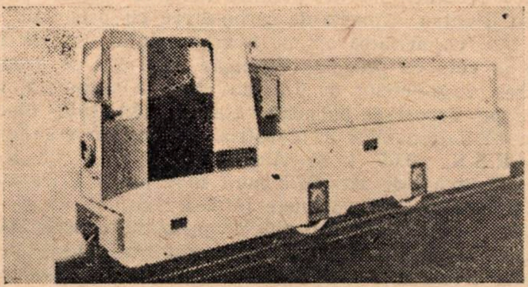


Fig. 36 — *Locomotivă cu acumulatoare, tip de 10 tone — Clayton.*

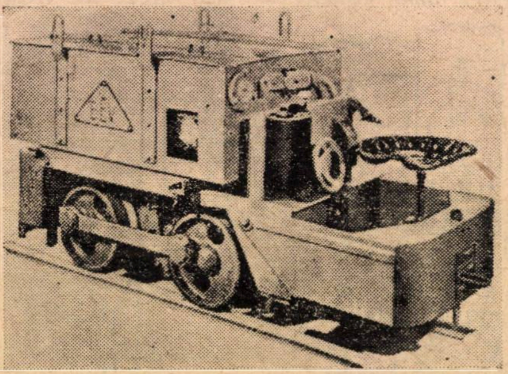


Fig. 37 — *Locomotivă cu acumulatoare tip W 217, de 10 tone.*

— In construcţia acumulatoarelor, durata plăcilor pozitive a fost mărită la 1 200 descărcări; la acelaşi gabarit, capacitatea acumulatoarelor a fost mărită cu 30%.

— Prin realizarea dispozitivului de încărcare rapidă la tensiune constantă, este posibil ca bateria să dea 80% din capacitate în decurs de o oră, fără a atinge tensiunea critică de formare a gazelor.

— La construcţia locomotivei s-a realizat o transmisie hidraulică cu pompă şi motor cu ulei, care permite o reglare foarte precisă a efortului de tracţiune şi o recuperare a energiei de frînare, deci o sensibilă mărire a randamentului bateriei.

Dintre construcțiile mai noi de locomotive cu acumulatoare cităm locomotiva pitică tip „Karlic", care realizează viteze de 4—6 km/h și dezvoltă o forță la cîrlig de 160—169 kg. Capacitatea bateriilor este de 250 Ah, la o tensiune de 40 V, pentru o putere de 2,05—2,15 kW. Mașina are o greutate de 2200 kg, la un gabarit de 1700 x 990 x 1 320 mm.

De curînd în R. P. Polonă s-au introdus locomotive cu acumulatoare de fabricație engleză tip Clayton, de 10 t, de tipul celei din fig. 36. Un alt tip de 10 t, fabricație Wingrove, caracterizat prin gabaritul redus, este tipul W 217 (fig. 37). Deși puternică, această locomotivă se poate înscrie în curbe de rază mică și este de construcție antideflagrantă, fiind special destinată transportului la orizonturile intermediare.

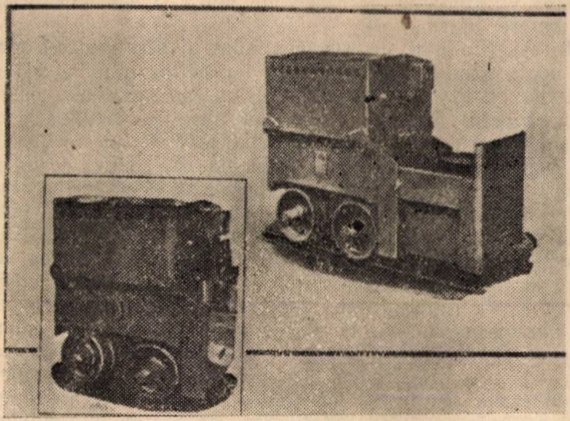


Fig. 38 —*Locomotivă cu acumulatori de 1,5 t, cu cabină telescopică.*

Dintre construcțiile franceze se poate cita tipul Fenwick model W2 (cu greutate de 4 t și putere de 16 CP) și modelul W3 ce poate fi jumelat în două unități de cîte 30 CP și 6,5 t fiecare.

Construcțiile americane de locomotive cu acumulatoare se caracterizează prin greutate redusă. Astfel, tipul Atlas „J" (fig. 38) de 1,5 t, permite o mutare comodă a locomotivei de la un orizont la altul, datorită cabinei în construcție telescopică. Tipul „A" de 3 și 4 t (fig. 39), ca și tipul „K" de 2,5 t, sînt destinate minelor metalifere și se caracterizează prin construcția specială a cutiei bateriei de acumulatoare. La stația de încărcare locomotiva este trasă între două mese speciale și printr-un dispozitiv se deplasează de pe locomotivă cutia cu baterii descărcate și, în mod similar, se trage pe locomotivă de pe masa din partea opusă, cutia cu baterii încărcate. In acest mod, prin folosirea unui număr mai mare de cutii de baterii, transportul cu aceste locomotive cu acumulatoare poate avea un grad mai mare de continuitate și de utilizare.

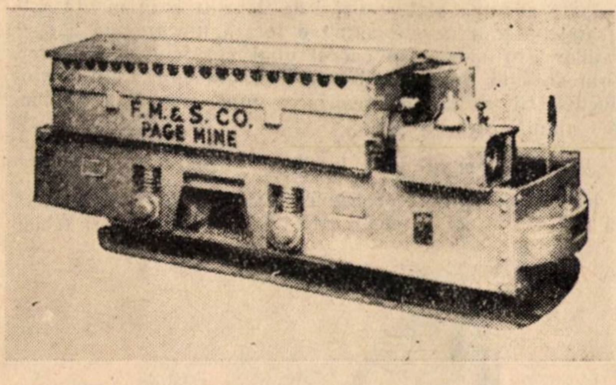


Fig. 39 — *Locomotivă cu acumulatori de 3—4 t.*

O noutate în domeniul transportului cu locomotive îl constituie construcțiile mixte. Una din aceste construcții este locomotiva cu acumulatoare și troleu (fig. 40).

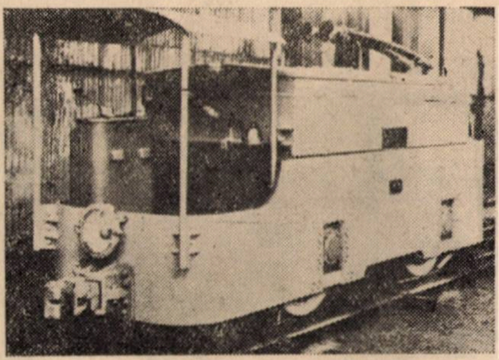


Fig. 40 — *Locomotivă mixtă: acumulator — troleu.*

Acest tip de locomotivă este destinat să circule prin lucrările miniere în care conductorul aerian nu este montat sau nu poate fi montat din cauza emanațiilor de metan. Locomotiva poate fi acționată prin troleu sau prin bateria de acumulatoare, ce se poate încărca în timpul funcționării ca locomotivă cu troleu.

In aceeași categorie și folosite în același scop, trebuie citate locomotivele mixte Diesel-troleu.

In ultimul timp se remarcă, în special în exploatările americane, atît o creștere a numărului de locomotive Diesel, cît și o extindere a acționării cu motor Diesel, a diferitelor mașini. Acest fapt se pare că se datorește investițiilor reduse, cheltuielilor de exploatare și întreținere mai mici și puterii uniforme din tot cursul schimbului de lucru. Astfel, au fost construite locomotive de 25 t, care se pare că au dat rezultate bune în exploatare. In S.U.A. o serie de firme constructoare au realizat vagonete navetă, automotoare cu acționare mixtă-electrică și Diesel.

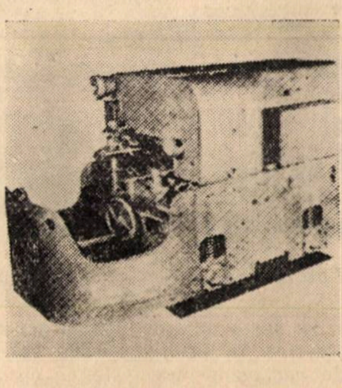


Fig. 41 — *Locomotivă Diesel de 2 t.*

Dintre tipurile recent create, se poate cita locomotiva de 2 t, tip Goodman (fig. 41), destinată deservirii fronturilor de înaintare. O locomotivă de 2,5 t, tip Hanslet, cu o putere de 15 CP și putînd tracta 5 t, este recomandată pentru condiții grele de lucru și pentru minele din regiuni greu accesibile.

Aceeași linie se pare că este urmată și în industria carboniferă germană. Aici s-au construit locomotive Diesel de 12 t (fig. 42), cu dublă comandă, ce pot realiza viteza de 13 km/h. Nenumărate tipuri de locomotive Diesel, ca și de acționări cu motor Diesel, prezentate în cadrul tîrgului internațional de la Hanovra, din 1956, dovedeşte că în acest domeniu este necesară o analizare mai amănunţită a problemei, ţinînd seama în special de posibilitatea dotării acestora cu epuratoare de gaze.

Pentru viitor, unele cercuri miniere îşi pun mari speranţe în folosirea girotractorului la transportul subteran. Girotractorul a fost realizat de firma Oerilckon din Zürich şi funcţionează cu energie cinetică înmagazinată într-un volant.

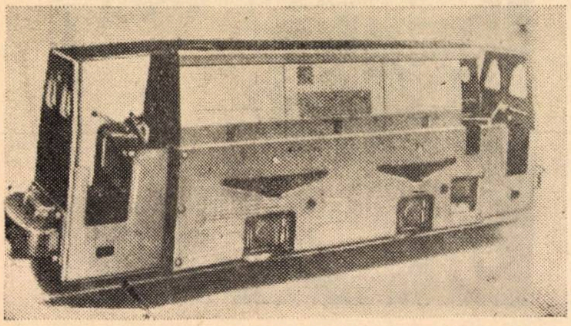


Fig. 42 — *Locomotivă Diesel de 12 t.*

Locomotivele cu aer comprimat, deşi oneroase din punct de vedere tehnico-economic, nu pot fi complet abandonate, mai ales în minele cu erupţie de metan şi praf de cărbune. O dovadă a acestei afirmaţii o constituie faptul că s-au creat tipuri noi de locomotive cu aer comprimat, în Germania şi în S.U.A.

In Germania se menţine modelul cu 3 cilindri rezervori (fig. 43), care se construieşte cu puteri de 45 şi 72 CP, la greutăţi de 10 şi 13,5 t. Viteza de circulaţie este de 1,7—5 m/s, iar forţa de tracţiune la pornire, de 1 000 —1 500 kg, crescînd în mers la 3 500 kg. Capacitatea rezervorului de aer comprimat este de circa 1 500 l.

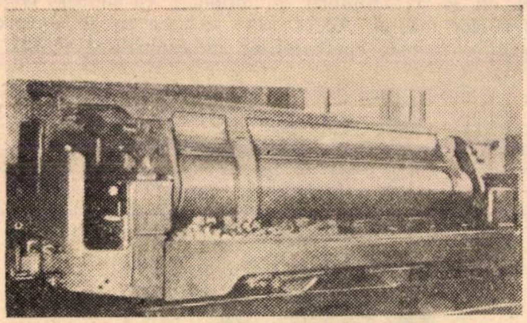


Fig. 43 — *Locomotivă cu aer comprimat tip Demag.*

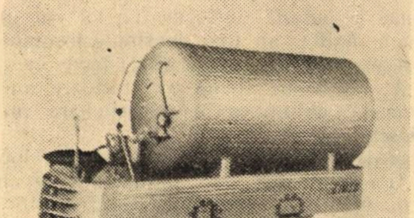


Fig. 44 — *Locomotivă cu aer comprimat tip Eimco.*

Dintre construcţiile americane, se poate cita tipul Eimco (fig. 44) cu rezervor unic de aer comprimat şi înălţime de 1 200 mm cu greutăţi de 1 400—1 600 kg.

In urma analizei efectuate ultimelor realizări în domeniul transportului pe orizontală, este destul de greu de a ajunge la o concluzie netă. Dacă pentru galeriile de preabataj ne putem pronunţa cu certitudine pentru transportoarele în solzi sau curbilinii, pentru transportul prin lucrările miniere principale situaţia este mult mai dificilă. Desigur că transportul cu bandă se impune cu mult înaintea celui cu şină, însă nu trebuie omis faptul că cea mai mare parte din avantajele unui transport continuu dispar în cazul cînd apare necesitatea extragerii producţiei pe un puţ, mai ales în cazul în care puţul nu este dotat cu schip. Rezultă deci că transportul continuu este indicat în exploatările fără puţuri (cu planuri înclinate) sau în cele dotate cu puţuri cu schip. In rest, transportul cu locomotive rămîne mai indicat dar şi în acest caz trebuie să ne orientăm spre folosirea vagonetelor de capacitate mare şi a locomotivelor de putere mare.

In cele de mai sus s-a menţionat şi strangularea care se poate produce la racordarea lucrărilor miniere orizontale cu puţul, adică în rampe. Considerînd rampa numai sub aspectul fluxului vagonetelor pline, ar rezulta că nu este necesară o raţionalizare a deservirii acestor locuri de muncă. Analizînd însă problema din punct de vedere general al transportului, rezultă că atît la proiectarea minelor noi, cît şi la sistematizarea celor existente, rampele trebuie considerate cu mai multă atenţie, atît din punct de vedere al trasării lor, cît şi din punct de vedere al mecanizării deservirii lor. In acest scop, se observă că în ultimul timp s-au realizat o serie de îmbunătăţiri constructive la dispozitivele de frînare, împingere şi tracţiune din rampă, obţinîndu-se ansambluri complet mecanizate, ce efectuează manevrele la gura puţului mai sigur şi mai repede, fapt care are drept urmare mărirea capacităţii de extracţie a puţului. Se poate cita astfel instalaţia „Essenwerk Braun", la care, prin simpla apăsare a unui buton se efectuează automat toate operaţiile de încărcare a coliviei; frîna pe patru roţi, tip „Hauhinco", care blochează perfect vagonetul; înlocuirea lanţurilor elevatoare cu lifturi automate, care permit reducerea spaţiului necesar şi automatizarea funcţionării; împingătoarele cu gabarit redus, ce nu mai necesită pivniţe voluminoase pentru montare şi care sînt supuse la eforturi de tracţiune mărite. De asemenea, se poate cita realizarea culbutoarelor rapide, dotate cu vibratoare.

Toate acestea sînt realizări de detaliu care merită a fi studiate, deoarece ele permit o totală mecanizare a operaţiilor din rampe în cadrul unui serviciu de dispecer. Prin aceasta va fi posibilă mărirea şi mai mult a productivităţii muncii şi realizarea mai sigură a producţiei planificate.

C. Transportul prin lucrările miniere înclinate

In stadiul actual al tehnicii, transportul pe înclinare la înclinări mici şi medii cît şi la înclinări mari (chiar

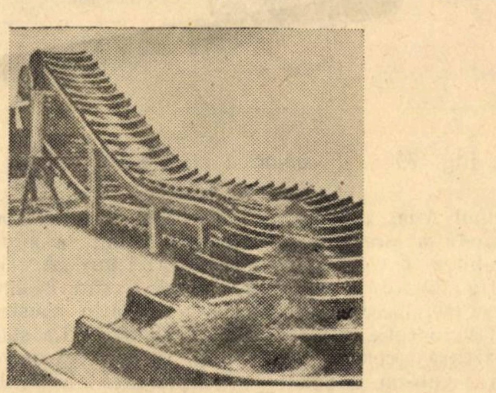


Fig. 45 — *Transportor cu bandă, cu pliuri pentru transport la 30⁰.*

verticală) pe distanțe mai mult sau mai puțin mari, poate și trebuie să fie realizat continuu, putîndu-se astfel realiza un preț de cost redus, o mărire a productivității muncii și menținerea caracteristicilor granulometrice în limitele prevăzute de cerințele de calitate.

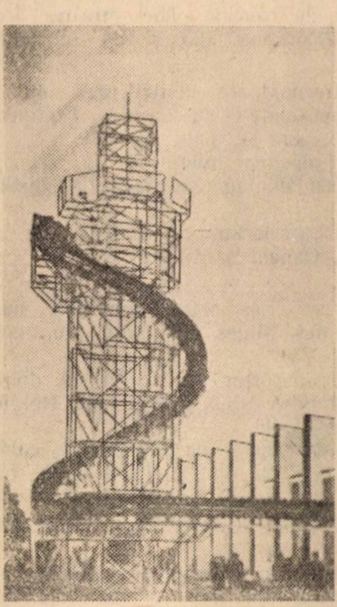


Fig. 46 — *Transportor cu bandă tip Stübbe montat la 30^0 înclinare.*

Folosirea transportoarelor cu bandă cu lanț este posibilă pînă la înclinări de 18^0, indiferent de distanța de transport. Pentru înclinări pînă la 30^0 a fost realizată banda de cauciuc cu reniuri din cauciuc, acționată cu lanț (fig. 45 și 46), care are o funcționare sigură și liniștită. Pentru înclinări mai mari pot fi folosite descensoare helicoidale de tipul celui din fig. 47.

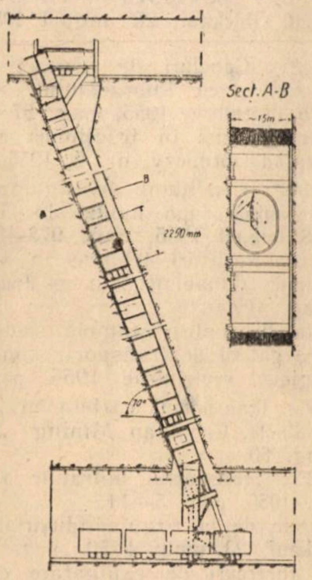


Fig. 47 — *Descensor helicoidal.*

Transportul cu cablu în aceste mine trebuie pe cît posibil limitat, nu numai datorită capacității insuficiente și posibilităților de degradare a lucrărilor miniere, cît mai ales, datorită caracterului economic al noilor mijloace de transport.

In domeniul transportului la suprafață al cărbunilor trebuie să fie citată o realizare recentă care, deși nu are un caracter pronunțat de noutate, totuși rezolvă în cel mai tehnic mod cu putință, problema concentrării producției mai multor exploatări pe o singură instalație de spălare. Este vorba de realizarea transportului cărbunelui prin conductă, idee aplicată în U.R.S.S., S.U.A. și Anglia. Pornită din necesitatea evacuării unei producții de cărbune, simultan cu o mare cantitate de apă, dintr-o mină de circa 100 m adîncime din Scoția, ideea aceasta a fost dezvoltată, realizîndu-se în prezent un transport economic al cărbunelui într-un amestec de 50% cărbune și 50% apă, cu ajutorul unor pompe speciale, prin conducte de 300—275 mm diametru, la distanțe care în prezent sînt de ordinul a 10—14 km, dar care se speră că vor atinge în curînd 100—200 km.

Acest mijloc de transport este și mai convenabil în cazul în care el deservește o termocentrală.

Bibliografie

1. *Spracovskii A. O.:* Transportul minier, Ugletehizdat, 1953
2. *Samoiliuk N. D.:* Transportoare cu raclete, Ugletehizdat, 1950
3. *Dokukin A. V.:* Dezvoltarea transportului subteran în minele de cărbuni din U.R.S.S. Ugletehizdat, 1952.
4. *Gumak S. A.* și *Mapopad N. M.:* Organizarea transportului subteran într-un sector minier, Ugletehizdat, 1952
5. *Lopatin S. I.:* Problema introducerii vagonetelor de mare capacitate, Ugoli, nr. 11, 1949
6. *** : Cuplă automată pentru vagonetele de mină. Bergbau Technik, nr. 2, 1953, pag. 85.
7. *Dinter O.:* Vagonete de mare capacitate, Uhli, nr. 5, 1953, pag. 141—145.
8. *** : Frînarea vagonetelor de mare capacitate, fișă în Annales des Mines de Belgique, mai 1954, pag. 442.
9. *Pasievbinski St.:* Frînarea vagonetelor mari de mină, Przeglad Gorniczy nr. 1, 1954, pag. 24-27.
10. *Latișev A. F.:* Mijloace moderne de manevrarea punctelor de încărcare, Ugoli, nr. 6, 1953, pag. 28—32
11. *Tettamanti Jeno:* Problemele fundamentale ale transportului cu cablu fără sfîrșit în lucrările miniere orizontale. Bányaszati Lapok, 1952, nr. 3, pag. 132—152, nr. 4 pag. 211—219, nr. 5 pag. 246—268, nr. 6, pag. 318—329.
12. *Sauer Heinz:* Cîte vagonete sînt necesare unei întreprinderi miniere?, Glückauf, 1954, caiet 17/18, 24 aprilie, pag. 437—448.
13. *Malevici N. A.:* Folosirea transportoarelor cu bandă pentru transportul cărbunelui prin lucrările miniere principale, Ugletehizdat, 1950.
14. *Thompson C.:* Transportor cu bandă cu două ramuri portante, Mining Engineering, nr. 2, 1953, pag. 905—907.
15. *Cambrugghe, Stassen* și *Ventev:* Noi utilaje pentru transport. Bulletin technique de l'Inichar, 1952, nr. 35 pag. 680—690.
16. *Laksin B. S.:* Determinarea costului transportului prin galeriile principale, Ugoli, 1951, nr. 9, pag. 32—34.
17. *Malevici N. A.:* Despre importanța lucrărilor miniere pe înclinare în schemele transportului subteran. Ugoli, 1952, nr. 6.
18. *** : Transportul în subteran, I.D.T., 1955.
19. *Liuboscinski* și *Pozin:* Mecanizarea operațiilor de manevrare în punctele de încărcare. Mehanizația trudoemkih i tiajolih rabot, 1952, nr. 3.
20. *Dokukin A. V.:* Căile dezvoltării transportului subteran, Mehanizația Trudoemkih i tiajolih rabot, 1954, nr. 3.
21. ***: Mecanizarea muncilor grele în minerit, I.D.T., 1956.

22. *Thuillier V.*: Organizarea transportului subteran, Revue de l'Industrie Minérale, nr. 612 (septembrie) 1954, pag. 971—979.
23. *Rutter G.*: Dezvoltarea transportului cu locomotive electrice. The mining electrical and mechanical engineer, 1955, octombrie. pag. 91—96.
24. *Șpivacovskii A. O.* și *Malevici N. A.*: Transportul subteran în minele din viitorul apropiat, Ugoli, nr. 2, pag. 37—40.
25. *P. F.*: Modernizarea minelor din grupul Bruay, L'Echo des Mines et de la Metallurgie, august 1952, pag. 505—506.
26. *Bridgewater M.*: Aliaje ușoare pe bază de aluminium pentru utilajele de transport, Colliery Engineering, nr. 369, 1954, pag. 455—461.
27. *** : Folosirea unor platforme vibrante în punctele de încărcare ale vagonetelor. Bulletin d'Informations Techniques des Charbonnages de France, nr. 2, 1955, pag. 8—11.
28. *Hames A.*: Construcția vagonetului Hames, L'Echo des Mines et de la Metallurgie, iunie 1955, pag. 401—405.
29. *** : Transportor navetă cu bandă, Bulletin d'Informations techniques des Charbonnages de France, aprilie 1955, pag. 12—13.
30. *Jemieson W.*: Transport cu vagonete navetă auto în condiții naturale dificile, fișă în Annales des Mines de Belgique, 1954, pag. 442.
31. *Romberg H. R.*: Transportor havator, un nou dispozitiv pentru extragerea mecanizată a cărbunelui, Glückauf, 28 august, 1954, pag. 980—983.
32. *** : Un nou transportor curbiliniu, fișă în Annales des Mines de Belgique, mai 1954, pag. 338.
33. *Wormann A.*: Folosirea în abataj a transportului curbiliniu, Glückauf, 17 martie 1951, pag. 241—248.
34. *Bell H. G.*: Aprecieri critice asupra transportoarelor de mine. The mining electrical and mechanical engineer, septembrie 1955, pag. 69—76.
35. *Stessen P.*: Consfătuirea dedicată folosirii cauciucului în minele de cărbuni, Annales des Mines de Belgique, iulie 1955, pag. 667—678.
36. *Hardy J. W.*: Transportoare cu bandă, fișă în Revue de l'Industrie Minerale, aprilie 1955.
37. *Wawersick R. R.*: Transportor cu rulouri, un nou mijloc de transport pentru extracție, Glückauf, 28 august 1954, pag. 983—985.
38. *Inichar*: Utilajul de transport minier la tîrgul de la Liège 1952, Annales des Mines de Belgique, iulie 1952, pag. 508—512.
39. *Wikox, Rahevtson, Tideswell*: Aprinderea benzilor de cauciuc de la transportoare. The Collery Guardian, 26 iulie 1951, pag. 113—117.
40. *Barclay J. T.* și *Edmonds L. E.*: Riscul de aprindere al transportoarelor cu bandă, Bulletin d'Informations techniques des Charbonnages de France 1 iunie 1952, pag. 2—6.
41. *Combrugghe, Stessen* și *Venter*: Pericolul de aprindere al benzilor de transport și dispozitivele de protecție. Bulletin technique de l'Inicher, 1 august 1952, pag. 644—660, și 1 septembrie 1952, pag. 661—678.
42. ***: Imbunătățiri și inovații recente aduse transportoarelor cu bandă, Bulletin d'Informations techniques des Charbonnages de France, august, 1952, pag. 6—8.
43. *Klinger K.*: Cercetări asupra pericolului aprinderii benzilor cu inimă din textile și măsurile de preîntîmpinare, Glückauf, 10 octombrie 1953, pag. 1048—1055.
44. ***: Innădirea benzilor de cauciuc de la transportoare pentru a fi etanșe la praf, fișă în Annales des Mines de Belgiques, mai 1952, pag. 337.
45. *Sahmeister L. G.*: Unele date în legătură cu experimentarea transportoarelor cu bandă cu role pe rulmenți din aliaje metaloceramice. Ugoli, nr. 2, 1955, pag. 25—28.
46. *** : Un nou tip de role pentru transportoarele cu benzi de cauciuc. The mining Journal, 10 februarie 1956, pag. 165 și 24 februarie 1956, pag. 233.
47. ***: Intrerupătoare centrifuge cu rulouri pentru transportoarele cu bandă. Equipement Mecanique, 1953, august, pag. 19—21.
48. *** : Folosirea nylonului la transportoarele cu bandă, The mining Journal, 13 aprilie 1956, pag. 453.
49. *** : Transportor cu bandă cu capacitate de 4 000 t/h, Canadian Mining Journal, noiembrie 1955, pag. 75.
50. *Sutton J.*: Transportor continuu mobil, fișă în Annales des Mines de Belgique, noiembrie 1953, pag. 252—254.
51. *** : Transportor cu bandă cu două ramuri paralele, Annales des Mines de Belgique, ianuarie 1954, pag. 9—11.
52. *** : Transportor cu bandă pe cabluri, The mining Journal, 27 aprilie 1956, pag. 527.
53. *Nodion, Sarnovskaia* și *Hejunskii*: Transportor cu bandă și cablu, Gornii Jurnal, nr. 2, 1956, pag. 48—54.
54. *Bayle M.*: Considerațiuni generale asupra transportului subteran, fișă în Annales des Mines de Belgique, mai 1954, pag. 441.
55. *Green T.*: Principii de transport în subteran cu locomotive. Transactions of the Institution of Mining Engineers, septembrie 1953, pag. 963—997.
56. *Altena W.*: Locomotive electrice de subteran cu linie dublă de troley. Glückauf, 5 decembrie 1953, pag. 1216—1221.
57. *Graning J. G.*: Locomotivă electrică cu transmisie hidraulică, Glückauf, 28 august 1954, pag. 985-987.
58. *Kattenberg K.*: Canaluri de contact pentru locomotive cu troley, cu îmbrăcăminte de protecție. Glückauf, 15 noiembrie 1955, pag. 97—99.
59. *Dudeck*: Tendințe noi în tracțiunea electrică subterană. Prszglad Gormiczy, nr. 2, 1955, pag. 62—69.
60. *Gunter Epping*: Condițiuni de siguranță ale locomotivelor de mină după modul lor de acționare. Glückauf, 28 august 1955, pag. 973—980.
61. *Mamen Chris*: Realizări tehnice în anul 1955 în domeniul minier. Canadian Mining Journal, februarie 1956, pag. 107—118.
62. *** : Instalații pentru rampele subterane și accesorii pentru galerii de transport. Annales des Mines de Belgique, septembrie 1955, pag. 781—793.
63. *Fredmann R.*: Transportul cărbunelui la mare distanță pe conducte, Canadian Mining Journal, martie 1956, pag. 60.
64. *Treinis V. V.*: Transportul hidraulic al cărbunelui, Ugoli nr. 8, 1956, pag. 5—11.
65. *Fricke*: Aspecte de la tîrgul industrial de la Hanovra, Glückauf, 23 iunie 1956, pag. 723—746.
66. *Merkel H.*: Incercări de exploatare cu Continous Miner, Glückauf, 7 ianuarie 1956, pag. 1—8.
67. *INICHAR*: Utilajul de transport la expoziția de la Paris, Bulletin technique INICHAR, nr. 51, iunie 1956, pag. 1016—1029.
68. *Grierson A.* și *Sutton D.*: Realizări recente în domeniul mineritului, The Mining Journal, mai 1956, pag. 91—116.
69. ***: Locomotivă cu troley și acumulatori, Collery Engineers, ianuarie 1956, pag. 33.

Tehnica nouă în domeniul analizei electrono-microscopice a minereurilor și cărbunilor

Ing. C. Superceanu

Dezvoltarea din ce în ce mai rapidă a industriei extractive de metale, cărbuni şi materiale strategice, reclamă cantităţi uriaşe de materie primă, a căror cunoaştere microstructurală este indispensabilă valorificării lor în condiţii optime.

Analiza şi cercetarea modernă a minereurilor şi cărbunilor se bazează pe o serie de metode, ca spre ex. spectrografia (în vizibil, ultraviolet, raze X etc.), metodele de cercetare structurală cu raze X, polarografia, cromatografia etc., etc., dar una din cele mai noi şi actuale metode constă în analiza electrono-microscopică.

Microscoapele obişnuite, chiar de tipul cel mai recent şi care au jucat un rol hotărîtor în dezvoltarea cunoaşterii materiilor prime minerale, într-o serie de cazuri cu aceste aparate nu se pot obţine decît măriri cu totul insuficiente.

După cum se ştie limita vizibilităţii la microscoapele optice se află situată la fracţiuni de micron. Există totuşi un grup mare de materii prime utile în care dimensiunea părţilor constituente este cuprinsă între un micron şi zeci de angströmi.

Din această grupă fac parte piritele şi mispichelurile aurifere, blendele cuprifere, galenele argentifere, dunitele, piroxenitele şi serpentinele cu incluziuni de metale platinice, mineralele secundare de uraniu, argilele şi caolinurile, talcurile, bauxitele, minereurile fero-manganifere, ligniţii, huilele etc., care nu sînt accesibile la microscoapele obişnuite. (Fig. 8, 9, 10, 11, 12, 13, 14, 15, 16, 17, 18, 19).

In ultimul timp a apărut posibilitatea folosirii radiaţiilor ultraviolete, dar prin acestea limita vizibilităţii a crescut puţin (pînă la 0,1μ). Apariţia microscopului electronic deschide perspectiva lărgirii considerabile a limitelor de vizibilitate. Capacitatea de rezolvare a celor mai bune microscoape electronice ajunge pînă la 0,001 şi este în medie 0,005μ.

Drept lentile în microscopul electronic sînt folosite cîmpuri electrice şi magnetice de forme adecvate (fig. 3).

După tipul lentilelor electronice, se deosebesc microscoape magnetice, electrostatice sau mixte. (Fig. 2, 3, 4, 5).

Microscoapele magnetice se împart la rîndul lor în electromagnetice (unde drept lentile servesc cîmpurile formate din electromagneţi) şi magnetostatice (unde cîmpurile de lentile sînt create de magneţi permanenţi din aliaje speciale, cu forţă coercitivă mare).

După procedeul de cercetare al obiectelor microscoapele electronice se pot diviza în următoarele tipuri:

I. Microscoape electronice de transmisie

Principiul de funcţionare al acestui grup de aparate ce lucrează prin transparenţă reiese suficient de clar din fig. 1 în care se arată mersul razelor în microscoapele magnetice şi electrostatice în comparaţie cu microscoapele optice.

Fascicolul de electroni rapizi este concentrat de o lentilă condensor pe obiectul cercetat. Prima lentilă obiectiv (d) produce o mărire intermediară a imaginii (e) care este mărită încă o dată de lentila de proiecţie (f). Ca rezultat, în planul (g) se obţine o imagine electronică finală a obiectului cercetat. Pe toată traiectoria de la sursă pînă la imaginea finală electronii merg prin vid. Pentru aceasta, în planul imaginii finale se aşază un ecran fluorescent, care posedă proprietatea de a se lumina sub impulsurile electronilor. Mărirea totală (finală) produsă de microscop este reprezentată prin produsul măririlor obiectivului şi lentilei de proiecţie. In unele cazuri mărirea dată de două lentile nu este suficientă şi atunci se recurge la a treia lentilă obţinîndu-se trei trepte de mărire. Microscoapele electronice de transmisie de tipul cel mai modern posedă o capacitate de mărire de 300 000—500 000 ori.

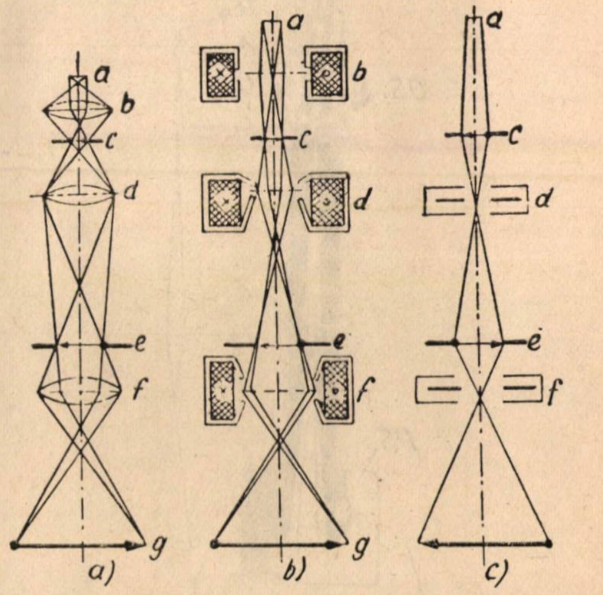


Fig. 1. *Schema formării imaginii în microscopul optic* (a), *în microscopul electronic magnetic* (b) *şi în microscopul electronic electrostatic* (c).
a — *sursa de lumină sau de electroni*; b — *condensor;* c — *obiectul de cercetat*; d — *obiectiv*; e — *imagine intermediară*; f — *lentila de proiecţie*; g — *imagine finală.*

Din punct de vedere constructiv toate tipurile de microscoape electronice, atît magnetice cît și electrostatice sînt constituite din următoarele părți principale:

— Coloana microscopului alcătuiește de fapt microscopul propriu-zis. In ea se formează și se focalizează fasciculul de electroni, se așează obiectul și se obține imaginea. In partea superioară a coloanei se află sursa de electroni formată dintr-o sîrmă de wolfram, montată într-o garnitură specială căreia i se aplică o tensiune de 50—150 kV. Coloana mai conține dispozitivul de focalizare care mărește imaginea electronică a obiectului cercetat, camerele obiectului și camera de microfotografiere.

— Stativul microscopului este partea inferioară pe care se fixează coloana microscopului. In stativ se găsește de obicei instalația de vid iar uneori și sistemul de alimentare.

— Instalația de vid a microscopului dă 10^{-4}—10^{-5} tori și constă dintr-o pompă rotativă cu ulei cu vid preliminar conexată de o pompă de difuzie cu ulei și dintr-un bloc de supape, cu care se fac comutările necesare dispozitivului de vid.

— Instalația de alimentare a microscopului dă tensiunile necesare adică tensiunea înaltă anodică, tensiunea de alimentare a lentilelor și tensiunea de alimentare a catodului.

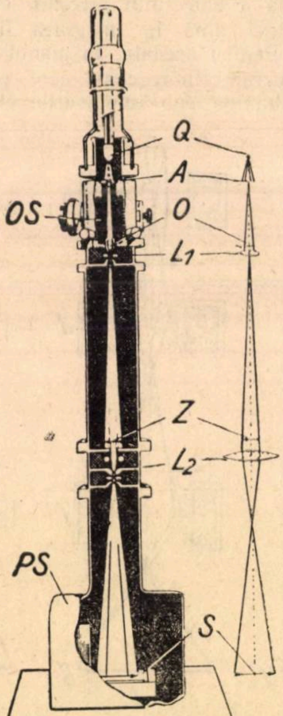


Fig. 2. *Schema traiectoriei fluxului electronic în interiorul microscopului electronic AEG. Tip 1952.*

Q — *sursa de electroni;* A — *blenda anodică;* OS — *camera obiectului;* O — *obiectul de cercetat;* L_1 — *lentila obiectiv;* Z — *imaginea intermediară;* L_2 — *lentila de proiecție;* PS — *camera fotografică;* S — *imaginea finală (pe ecranul fluorescent sau pe placa fotografică)*

Secțiunile lustruite efectuate prin minereuri sau cărbuni se pot cerceta la microscopul electronic de transmisie numai prin metoda replicilor. Aceasta constă în faptul că pe suprafața materialului se aplică o peliculă de lac (nitroceluloză, coloxilină, polivinil, polistirol etc.) cu o grosime de cîțiva microni, care reprezintă amprenta microstructurală a substanței și care desprinsă se cercetează la microscop.

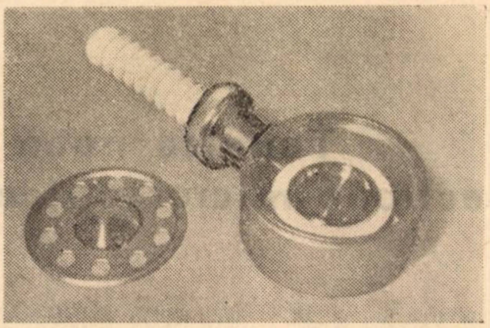


Fig. 3. *Lentilă electrostatică (tip Mahl)*

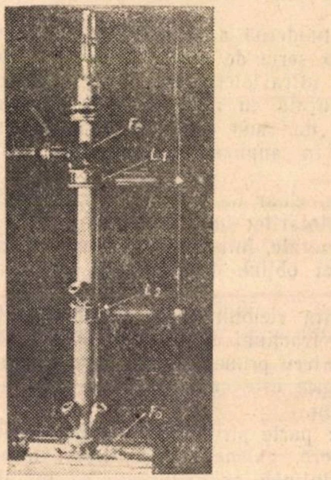


Fig. 4. *Microscopul electronic electrostatic (tip Mahl) (se dă numai coloana)* L_1 *și* L_2 *— lentile electronice;* Fe *— ocular;* Fo *— instalația de fotografiere.*

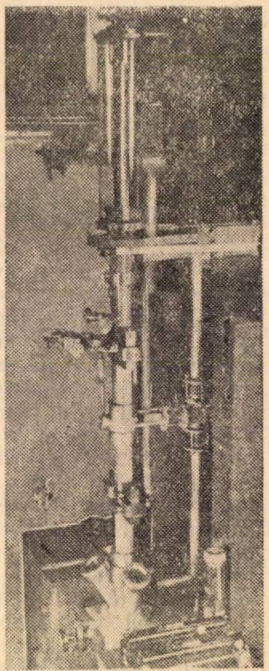


Fig. 5. *Microscopul electronic magnetic (după Steudel, Kinder și Pendzich) ce lucrează cu o tensiune de 150 kV.*

Prin metoda în două trepte se face întîi o amprentă (spre ex. de polistirol) a suprafeței cercetate, iar apoi după amprenta primară se prepară replica. Cele mai bune rezultate sînt date de replicile de polistirol — cuarț. Majoritatea electrono-microfotografiilor expuse în referatul de față sînt executate prin acest procedeu.

Și mai modern este procedeul de metalizare a suprafeței cercetate prin pulverizare cu crom, obținîndu-se replici metalice foarte precise și durabile.

II. Microscoape electronice de reflexie
(utilizabile în metalografie și calcografie)

Intrucît la incidența normală majoritatea electronilor sînt absorbiți de secțiunea lustruită s-a pus la punct metoda incidenței oblice la $4—20^0$. (Fig. 6, 7). La un unghi de incidență de 4^0 și viteza electronilor de 50 kV, s-a reușit să se obțină la microscopul electronic magnetic cu ecran, o separație de circa 25 mμ. Desigur că poziția înclinată a secțiunii lustruite deformează scara mărimii în sens vertical.

In metalurgie metoda dă rezultate acceptabile. In sprijinul cercetării secțiunilor lustruite, la microscopul electronic mai intervin două metode: metoda siluetelor şi metoda oxidării.

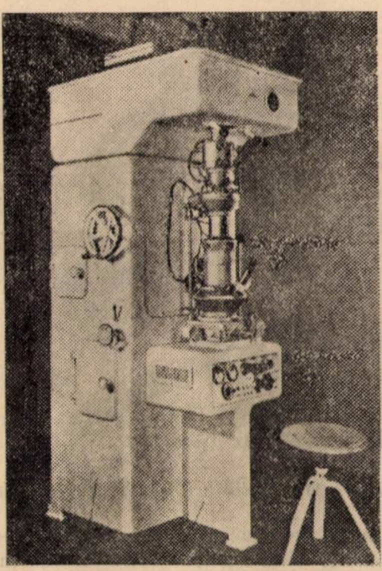


Fig. 6. *Microscop electronic Siemens, cu dispozitiv pentru examinarea suprafeţelor lustruite. (Tensiune 50—150 kV, mărire 50 000 — 500 000 x)*

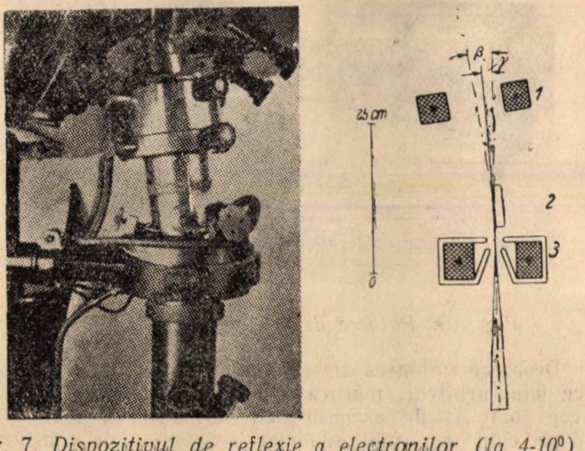


Fig. 7. *Dispozitivul de reflexie a electronilor (la 4-10°) pe suprafeţe lustruite (secţiuni metalografice şi calcografice) al microscopului electronic Siemens.*

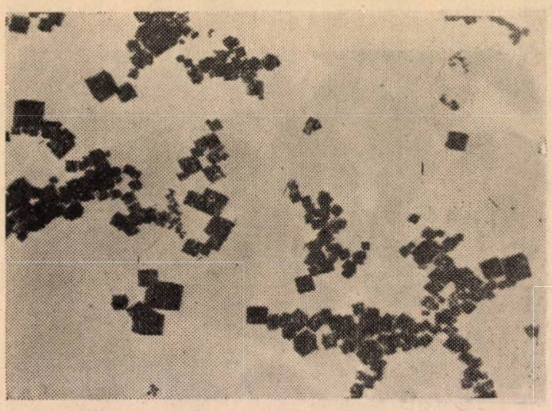


Fig. 8. *Electrono-microfotografia unor cristale de periclas (MgO) (Mărire 25 000 x)*

III. Microscoape electronice de reflexie prin explorare

(cu emisie secundară de electroni)

Incercările de a crea un microscop electronic bun pentru examinarea directă a obiectelor opace, au dus la crearea unui microscop original de reflexie prin explorare.

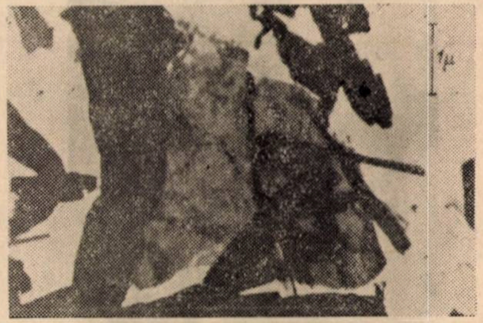


Fig. 9. *Cristale de gips. (Fotografie executată cu microscopul electronic electrostatic, mărire 14 000 x)*

In acest microscop (fig. 21) se crează cu ajutorul lentilelor electronice un fascicul extrem de subţire de electroni, care cade perpendicular pe suprafaţa lustruită cercetată. Sub acţiunea fascicolului suprafaţa de minereu sau metal emite electroni secundari al căror număr şi viteză depind de proprietăţile fizice ale suprafeţei. Electronii secundari se adună de către un colector special. Curentul electronilor secundari se intensifică în circuitul colectorului cu ajutorul unui ampli-

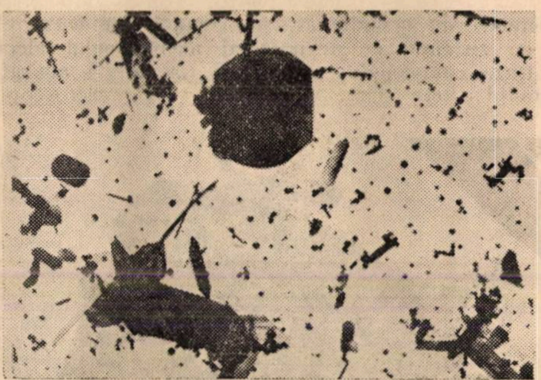


Fig. 10. *Cristale de molibdit (MoO_3). (Mărire 20 000 x)*

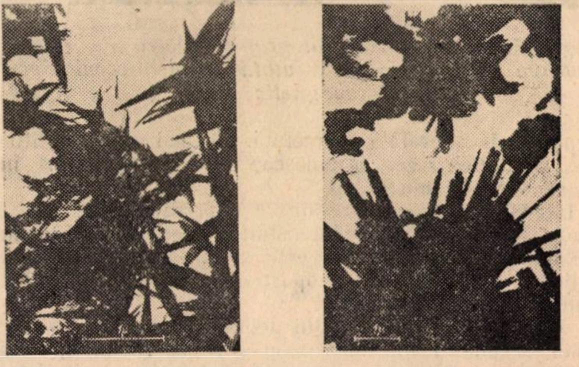


Fig. 11. *Electrono-microfotografia limonitului la măriri de 22 000 x. Cristalele de göthit sînt bine vizibile.*

ficator cu lămpi şi acţionează asupra unui electrod de modulaţie al unui cinescop, care de obicei se utilizează în televiziune.

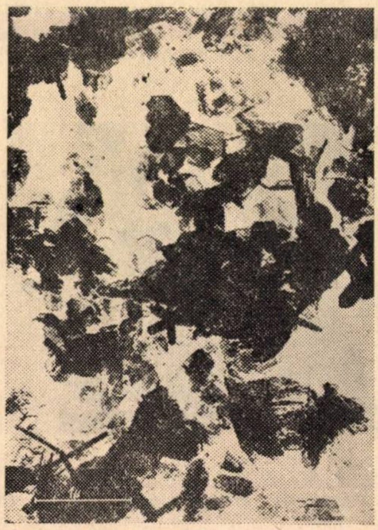


Fig. 12. *Limonit la mărirea de 27 000 x. Cristale hexagonale de lepidocrocit şi aciculare de göthit.*

Sistemul de deviaţie al cinescopului este legat electric cu sistemul de deviaţie al microscopului electronic. Raza cinescopului explorează („mătură") suprafaţa ecranului fluorescent la fel cum raza microscopului

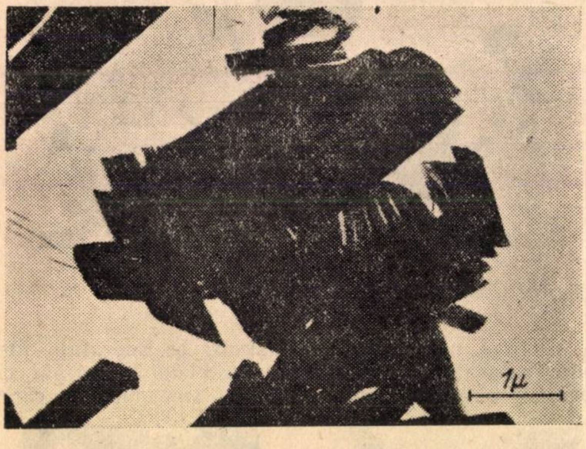


Fig. 13. *Electrono-microfotografia pulberii de gips, la mărirea de 14 000 x. (Executată la microscopul electronic magnetic AEG)*

explorează suprafaţa cercetată. Numai că amplitudinea oscilaţiei razei la cinescop este de multe ori mai mare decît la microscop.

Intensitatea de impresionare a ecranului în fiecare punct va depinde de intensitatea electrodului de modulaţie. Tensiunea însăşi este condiţionată de o instalaţie specială şi este proporţională curentului colectorului din microscop.

Astfel claritatea ecranului depinde de numărul electronilor secundari din microscop care la rîndul său este determinat de starea suprafeţei lustruite cercetate.

Diferitele componente mineralogice ale secţiunii lustruite de minereu posedă coeficienţi de emisie secundară diferiţi, adică vor radia un număr variat de electroni secundari. Prin urmare, lor le va corespunde o claritate variată a ecranului cinescopului.

Astfel pe ecranul cinescopului apare o imagine în formă mărită a suprafeţei lustruite. Dacă raza cinescopului în mişcarea sa are o suprafaţă pătrată de 10x10 μ atunci raza cinescopului descrie o suprafaţă de 10x10 cm. Mărirea dată de microscopul de explorare

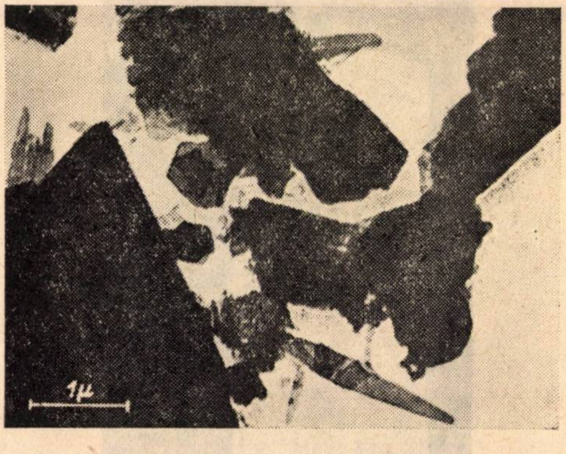


Fig. 14. *Pulbere de caolin criptocristalin, mărire 14 000 x*

se va determina de raportul dintre amplitudinea de desfăşurare a razei cinescopului şi amplitudinea razei de desfăşurare a microscopului.

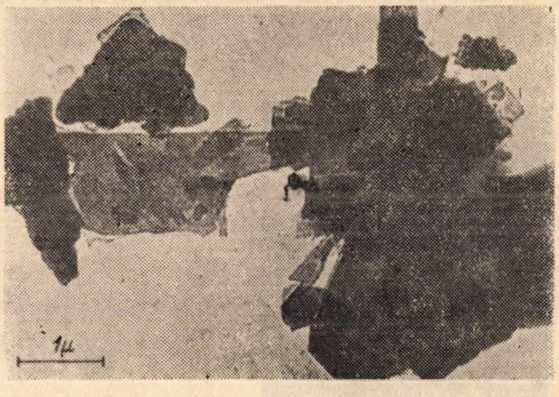


Fig. 15. *Pulbere de talc. Mărire 14 000 x.*

Deoarece valoarea ambelor amplitudini poate fi aleasă cu totul arbitrar, mărirea dată de un astfel de microscop poate fi de asemenea cît se poate de mare. Dar după cum s-a mai subliniat problema nu constă în mărire ci în puterea separatoare. Puterea separatoare a microscopului de explorare va fi determinată de secţiunea activă a fasciculului electronic al microscopului.

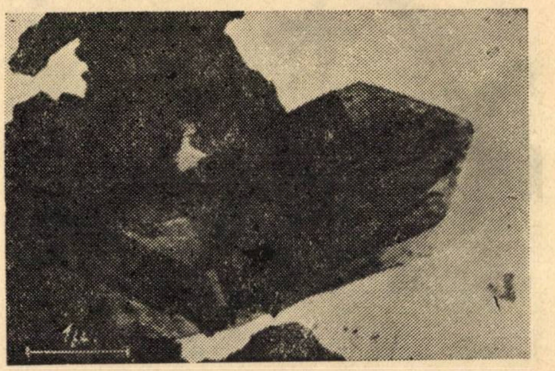


Fig. 16. *Cristale de periclas, microfotografiate la microscopul electronic electrostatic, mărire 17 000 x.*

In prezent puterea separatoare a unui astfel de microscop atinge circa 50 μ. In acest caz diametral real al fasciculului este egal cu 25 mμ. In fig. 20 se dă imaginea unei suprafețe obținută cu ajutorul unui microscop de explorare sovietic de tip B—25, construit în 1954.

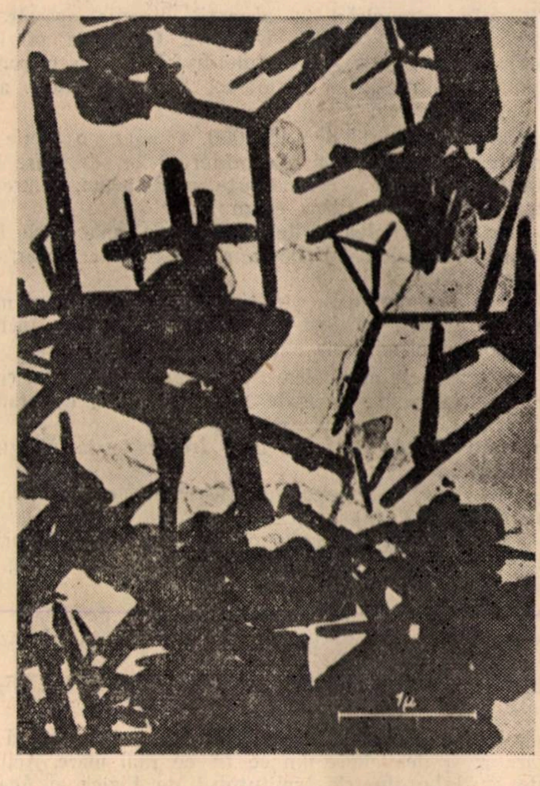


Fig. 17. *Electrono-microfotografia pulberii de zincit (ZnO) la mărire de 25 000 x, cu microscopul electronic electrostatic AEG.*

IV. Microscoape autoelectronice

Microscoapele autoelectronice, în care se folosește energia electronică a catodului, sub acțiunea unui cîmp puternic, acest cîmp este de asemenea și focalizat.

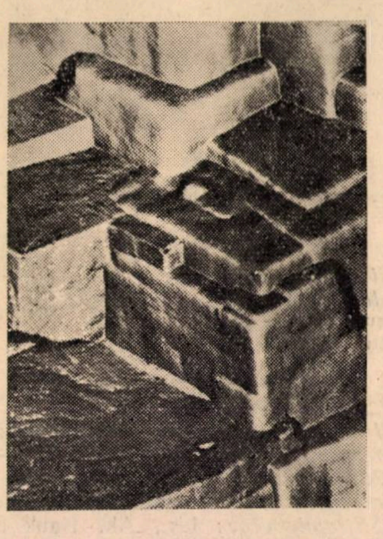


Fig. 18. *Electrono-microfotografia aliajului Htdronalium corodat, la mărire de 100 000 x. (Executată la microscopul electronic electrostatic AEG., 120 kW)*

Ideea de a folosi, pentru obținerea imaginii unui catod, gradientele ridicate ale potențialului este foarte originală. Aceste gradiente se formează la dimensiuni foarte mici ale catodului. Catodul unui asemenea microscop prezintă un ascuțiș extrem de subțire, care se obține prin corodarea unui vîrf de sîrmă de wolfram, molibden sau tantal. Raza de rotunjire a capătului sîrmei în acest caz se obține sub un micron.

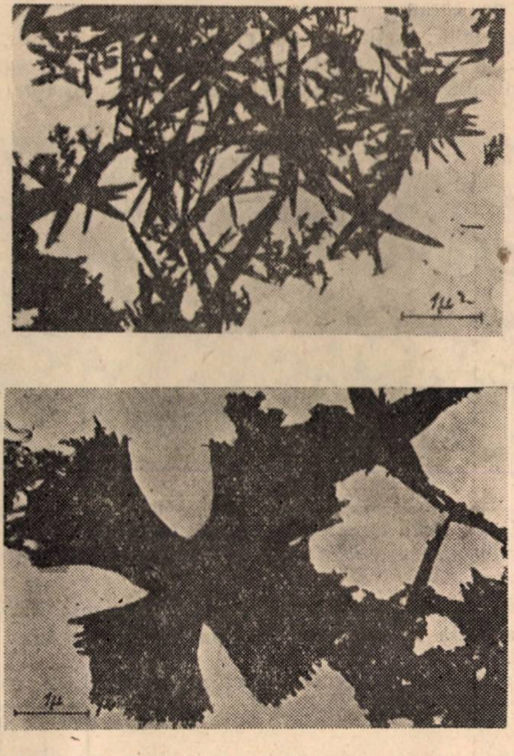


Fig. 18 a și b. *Pulbere de grafit microcristalin de Ceylon. (Mărire 13 000 x. micr. electr. electrostatic Siemens).*

Lîngă catod se așază un anod în formă de inel.

Imaginea electronică a catodului se formează pe un ecran sferic, care înconjoară catodul. In cazul în care catodul ar avea dimensiuni mari și intensitatea cîmpului electric lîngă el ar fi mică, atunci electronii emiși de catod, s-ar împrăștia sub un unghi mare.

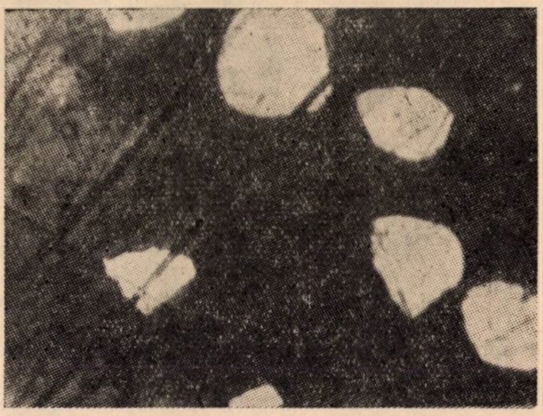


Fig. 19. *Electrono-microfotografia blendei de Silezia la măriri de 200 000 x. Incluziunile de calcopirită (alb) au dimensiuni de ordinul fracțiunilor de microni (0,01-0,001) (Executată cu microscopul electronic electrostatic Siemens)*

Ca rezultat pe ecranul situat în faţa catodului, la o distanţă oarecare de el, nu s-ar obţine nici o imagine. Cu cît este mai ridicată valoarea potenţialului la anod, cu atît este mai mic unghiul sub care se vor împrăştia electronii care pleacă dintr-un punct al catodului.

Cu cît este mai mic acest unghi, cu atît va fi mai mic diametrul cercului de difuzie a electronilor care cad pe ecran.

La valori suficient de mari ale potenţialului, care apar la ascuţiş, acest cerc se transformă aproape într-un punct, adică fiecărui punct al catodului i-ar corespunde, în mod practic, pe ecran, de asemenea un punct, iar aceasta este tocmai condiţia pentru obţinerea imaginii.

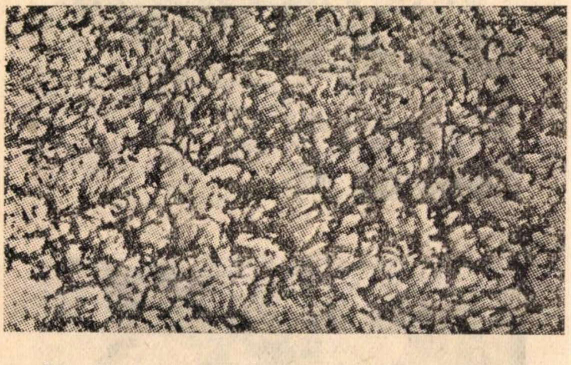


Fig. 20. *Electrono-microfotografia unei calcopirite din Ural executată cu microscopul electronic de reflexie prin explorare sovietic de tip B-25. (Mărire 100 000 x).*

Electronii din fiecare punct al catodului se vor deplasa aproape pe rază, ca rezultat, pe ecran se va obţine o imagine mărită a catodului.

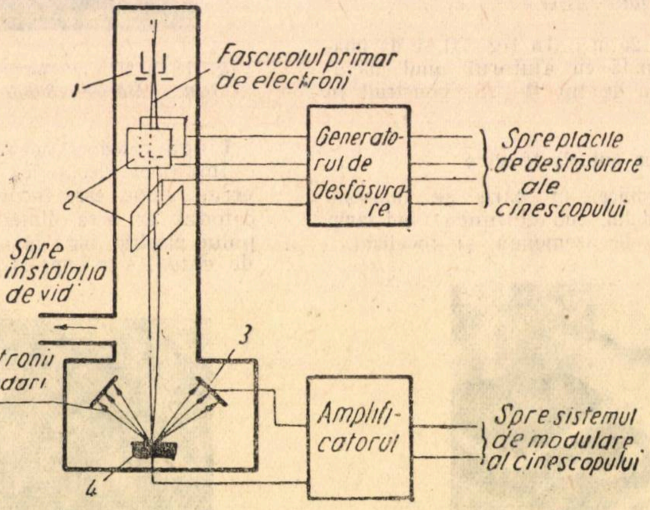

1
Fascicolul primar de electroni
Generatorul de desfăşurare
Spre placile de desfasurare ale cinescopului
2
Spre instalatia de vid
3
Electronii secundari
Amplificatorul
Spre sistemul de modulare al cinescopului
4

Fig. 21. *Schema principială a microscopului electronic de explorare (cu emisie secundară de electroni):* 1 — sursa de electroni; 2 — sistemul de desfăşurare; 3 — colectorul de electroni secundari; 4 — obiectul cercetat

Mărirea va fi egală cu raportul dintre distanţa de la catod pînă la ecran şi raza catodului. La raze foarte mici mărirea poate atinge milioane de ori. Emisiunea electronilor în aceste microscoape se produce de asemenea cu ajutorul unui cîmp puternic — emisiunea autoelectronică — de aceea acest tip de microscop poate fi denumit autoelectronic.

Aplicarea analizei electrono-microscopică la minereuri şi cărbuni

Ultimele comunicări în această direcţie apărute în Uniunea Sovietică, Statele Unite şi Germania, prezintă o serie de precizări şi completări de ordin calcografic asupra minereurilor complexe, auro-argentifere, asupra cărbunilor etc.

Astfel, la măriri de 100 000 x apar o serie de elemente structurale noi ale minereurilor, de mare importanţă economică, necunoscute pînă acum; dintre acestea citām doar cîteva exemple:

— In majoritatea piritelor aurifere apar incluziuni (de origină coloidală) de aur, distribuite zonar, de dimensiuni de 0,01—0,1 μ.

Diversele generaţii de pirită prezintă conţinuturi mult diferite de aur. In fine, în pirite mai apar incluse submicroscopic minerale străine.

— In galenele argentifere de asemenea apare un complex de incluziuni, orientate şi neorientate, cu aranjament zonar şi de forme variabile.

Incluziunile de Ag sînt mai frecvente la marginea granulelor.

— Mispichelurile, calcopirita de asemenea prezintă incluziuni de aur.

— Componenţii mineralogici ai argilelor, talcurilor şi bauxitelor apar cu forme idiomorfe, ca în fig. 9, 14, 15 etc.

De asemenea, în cărbuni apar o serie de detalii microstructurale, în funcţie de gradul de încarbonizare etc.

In serpentine şi dunite apar incluziuni de Fe Ni_2Fe, Pt etc.

Tehnica microscopiei electronice, curînd introdusă în R.P.R. ia o dezvoltare din ce în ce mai mare. Actualmente în laboratoarele Institutului de Fizică al Academiei R.P.R. se execută curent şi cu un succes deosebit, cercetări electrono-microscopice asupra metalelor.

Bibliografie

[1] *A. A. Ivanov:* Zap. Vsesoz. Min. Obşc., nr. 3, 1951.
[2] *W. Petersen, C. Ramsauer:* H. Backe, — Iahrb. d. AEG Forschung, Bd. VII T — 1 Berlin, 1950.
[3] *C. Ramsauer:* Elektronenmikroskopie, Berlin, 1952.
[4] *F. V. Siromiatnicov:* Isv., Ak. Nauk SSSR, Ser. Geol., nr. 5, 1953.
[5] *W. Zvorichin:* Optica electronică şi Microscopul electronic, J. Willey & Son., London, 1945.

Cocs din cărbuni necocsificabili (IV) *)

Influenţa cocsului de petrol, a lianţilor şi a cărbunelui crud în reţeta cocsului brichete

Ing. I. Barbu, ing. I. Ştefănescu şi ing. Narcissa Nistor

După cum s-a arătat în notele anterioare [1, 2, 3]*) s-au folosit pentru fabricarea cocsului din cărbuni neaglutinanţi prin procedeul în două trepte, diferite huile drept material aglutinant.

Practica cocsificării în uzinele cocso-chimice din ţara noastră, unele încercări romîneşti mai vechi de folosire a cocsului de petrol la fabricarea cocsului de turnătorie (procedeul Brătăşanu), unele studii de laborator [4, 5, 6] ne-au dus la luarea în considerare a folosirii — în locul huilelor — drept material aglutinant al cocsurilor de petrol.

După cîteva încercări preliminare, care au arătat că în acest scop pot fi folosite cel mai bine cocsurile de petrol grase şi semigrase, s-au făcut o serie de încercări cu un cocs de petrol cu următoarele caracteristici :

Umiditate	0,6%
Cenuşă	0,9%
Materii volatile	16,1%
Sulf total	0,7%

Indicii de aglutinare determinaţi prin metoda Sapojnicov: $y=23$ mm, $x=27$ mm.

Urmărindu-se variaţia calităţii cocsului din cărbuni necocsificabili în funcţie de procentul de cocs de petrol adăugat, în condiţii de laborator (2), s-au obţinut rezultatele prezentate în diagrama din fig. 1.

Din examinarea curbelor rezultă că legea observată mai înainte, cu privire la îmbunătăţirea calităţii cocsului prin creşterea procentului de participare în şarjă a materialelor cu bune însuşiri de aglutinare, se verifică şi în cazul cocsului de petrol.

Materiale	Volatile la 105°C %	Mat volatile la 850°C %	Punct de înmuiere inel şi bilă °C	Insolubile %
Smoală de cocsărie	0,7	57,6	74	34,8
Smoală de semicarb	0,5	85,5	59,5	9,87
Bitum asfaltos	0,2	79,7	91	0,43
Bitum ind.neparaf.	0,1	78,1	93	1,42

Comparînd cocsul de petrol cu huilele încercate, el poate fi perfect încadrat în seria lor, rezistenţele obţinute la tobă aşezîndu-l între huilele de gaz cu $y=14$ mm şi huila grasă cu $y=40$ mm (2).

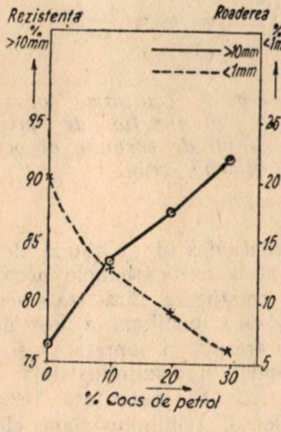


Fig. 1. Calitatea cocsului în funcţie de procentul de cocs de petrol.

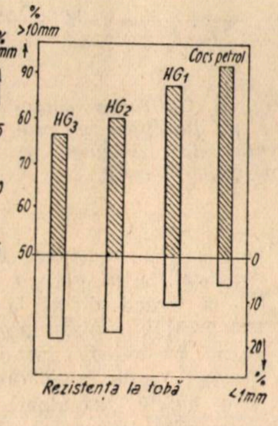


Fig. 2. Calitatea cocsului în funcţie de specia huilei şi cocsul de petrol (semicocs 55%; huilă sau cocs petrol 30%, bitum 15%).

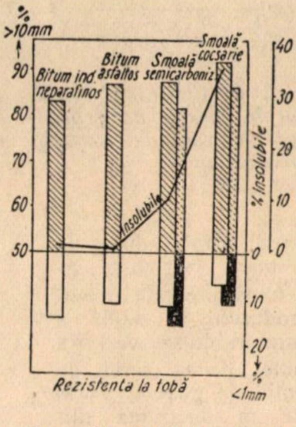


*Fig. 3. Calitatea cocsului în funcţie de natura liantului (semicocs 55—62%; huilă gaz 30%; liant 15—18% *).*

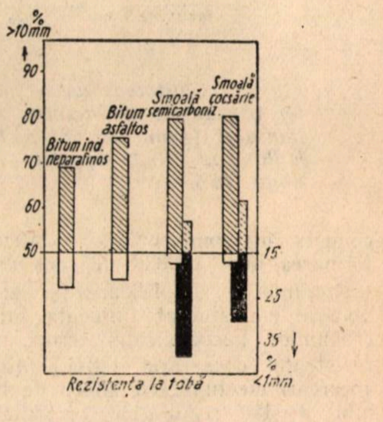


*Fig. 4. Calitatea cocsului în funcţie de natura liantului (semicocs 85—82%; liant 15—18% *).*

Astfel în fig. 2 este dată comparativ rezistenţa la aceeaşi reţetă a diferitelor cocsuri în funcţie de tipul

---

*) vezi *Revista Minelor* nr. 8 şi 10/1955 şi *Revista Minelor* nr. 6/1956.

*) La smoala de cocsărie şi de semicarbonizare coloana I-a este cu 18% adaos de liant iar coloana II-a cu 15% liant.

huilei utilizate și cocsul de petrol (HG_1, HG_2 și HG_3 sînt huile de gaz cu *y* diferit).

Valorificîndu-se observațiile anterioare, menționate în nota II, s-a studiat în mod sistematic influența lianților, folosindu-se două tipuri de bitumuri petroliere, smoala de cocsărie și smoala de semicarbonizare.

In afară de studiile asupra influenței naturii lianților, s-a studiat și influența amestecurilor de lianți.

Materialele folosite au avut următoarele caracteristici:

Rezultatele obținute la încercările făcute cu rețete cu adaos de huilă sînt prezentate în diagrama din fig. 3, menționîndu-se că din cauza conținutului mai ridicat de insolubile în smoala de cocsărie și de semicarbonizare, pentru a obține brichete crude de aceeași calitate, a fost necesară folosirea și a unor rețete cu 18% liant.

O încercare asemănătoare a fost făcută pe rețeta fără adaos de huilă, obținîndu-se rezultatele din fig. 4.

Folosirea amestecurilor de lianți a dat în general rezistențe mai bune, după cum rezultă și din diagrama din fig. 5.

Din rezultatele obținute reiese că liantul optim este smoala de cocsărie și o valoare echivalentă o au amestecurile de lianți în care intră smoala de cocsărie ca unul din componenți.

Influența favorabilă a folosirii amestecurilor de lianți ar putea fi explicată prin ipoteza formării unui compus macromolecular, cocsificarea căruia duce la formarea unui schelet de cocs de mare rezistență.

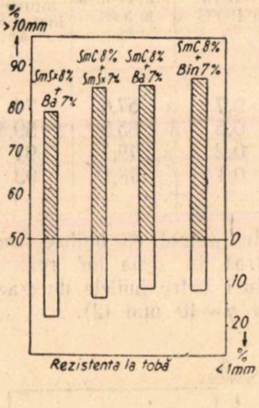


Fig. 5. Calitatea cocsului în funcție de natura liantului (semicocs 65%; huilă gaz 20%; amestec liant 15%).

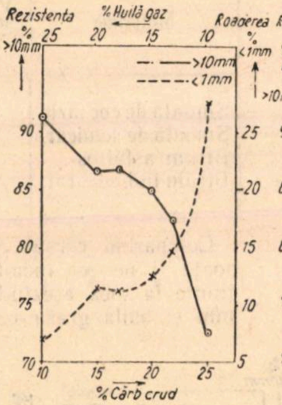


Fig. 6. Calitatea cocsului în funcție de procentul de cărbune necocsificabil crud.

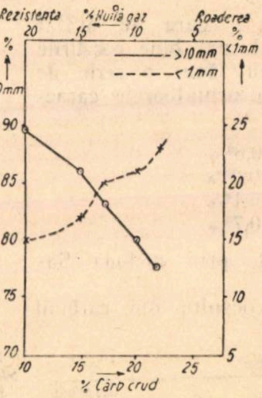


Fig. 7. Calitatea cocsului în funcție de procentul de cărbune necocsificabil crud.

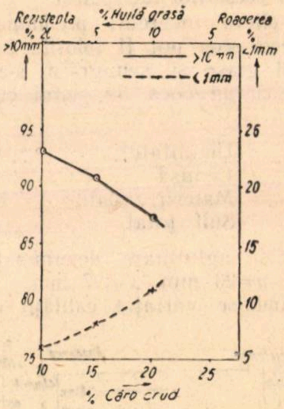


Fig. 8. Calitatea cocsului în funcție de procentul de cărbune necocsificabil crud.

Căutîndu-se simplificarea și ieftinirea procesului tehnologic s-a studiat influența introducerii în rețetă a cărbunilor necocsificabili cruzi, urmărindu-se variația rezistenței cocsurilor astfel obținute. Prima serie de încercări efectuate cu adaos de huilă de gaz cu $y=14$ mm a dat rezultatele prezentate în diagrama din fig. 6.

Modificarea procentului de semicocs de la 48 la 53% a dus la obținerea rezultatelor din fig. 7.

Folosirea drept material aglutinant a unei huile grase ($y=40$ mm) a dat rezultate mai bune, procentul de cărbune crud ce s-a putut introduce în rețeta brichetelor de laborator ajungînd la peste 20%, fără să ducă la o înrăutățire accentuată a calității cocsului obținut din brichetele respective, fig. 8.

Concluzii

După cum rezultă și din aceste cercetări, care sînt o continuare a lucrărilor prezentate anterior, procedeul de fabricare a cocsului din cărbuni necocsificabili „în două trepte" prezintă o mare elasticitate în ceea ce privește materiile prime și rețetele utilizate.

In seria de lucrări prezentate în această notă s-a arătat posibilitatea folosirii drept material aglutinant a cocsurilor de petrol. Cocsul de petrol folosit are o comportare asemănătoare cu huilele aglutinante, putînd înlocui aceste huile cu rezultate bune în rețeta cocsului brichete. Intreaga comportare a cocsului de petrol îl caracterizează ca o hidrocarbură cu un înalt grad de polimerizare, cu o structură fizico-chimică asemănătoare huilelor, prezentînd deci și proprietăți analoage.

Incercările făcute asupra influenței naturii liantului au arătat creșterea capacităților de legare (pentru cocs, nu pentru brichete) a liantului utilizat, în același sens cu creșterea procentului de insolubile în liant.

Rezultate deosebit de interesante prezintă rețetele cu amestecuri de lianți, deoarece încercările au arătat că amestecurile de liant pot da rezistențe echivalente cu cele obținute folosind smoala de cocsărie singură.

Introducerea de cărbune crud în rețetă a arătat că fără modificări esențiale ale procesului tehnologic urmat, se pot obține cocsuri de aceleași caracteristici ca și cele realizate numai cu semicocs. Astfel s-a creat posibilitatea realizării unui procedeu modificat, în care să se micșoreze cantitatea de cărbune de semicocsificat și în care o parte din cărbunele necocsificabil să treacă direct la cocsificare fără tratament termic prealabil. Acest procedeu modificat a fost denumit de noi procedeul „într-o treaptă și jumătate" și a fost încercat și el la scară-pilot și semiindustrială.

In notele următoare vor fi prezentate rezultatele încercărilor pe scară-pilot și semiindustrială efectuate pentru punerea la punct a proceselor tehnologice studiate în laborator.

Bibliografie

1) *I. Barbu* și *I. Ștefănescu:* Noi căi de utilizare a cărbunilor inferiori: fabricarea cocsului din cărbuni necocsificabili. Revista Minelor nr. 8/1956, București,

2) *I. Barbu* şi *I. Ştefănescu:* Cocs din cărbuni necocsificabili (II). Revista Minelor nr. 10/1955, Bucureşti.

3) *I. Barbu, Narcissa Nistor* şi *I. Ştefănescu:* Cocs din cărbuni necocsificabili (III). Revista Minelor nr. 6/1956, Bucureşti.

4) *** : Informaţii verbale asupra procedeului Brătăşanu de obţinere a cocsului de turnătorie din diferite amestecuri cu cocs de petrol.

5) *I. Blum* şi *P. Popescu:* Studiul cocsurilor de petrol în vederea transformării lor în cocs metalurgic prin distilare, 1943 (fără loc).
NOTA I. Transformarea cocsului de petrol în cocs metalurgic şi însuşirile acestui cocs.
NOTA II. Studiul relaţiunii dintre bitumenul conţinut în cocsurile de petrol şi însuşirile cocsului rezultat.
NOTA III. Incercări de fabricare pe cale semiindustrială, în vederea realizării unui cocs metalurgic din cocs de petrol.
(Vezi şi Monit. du Petrol Roumain).

6) *I. Barbu:* Problemele actuale ale fabricării cocsului metalurgic. Metalurgia şi Construcţia de maşini nr. 4/1956.

Tehnica sovietică pentru transmiterea azimutelor de la suprafaţă în subteran

Ing. A. Fronescu şi ing. B. Sileţchi

Una din principalele probleme care se pune în topografia minieră, este aceea a legăturii dintre lucrările topografice subterane cu lucrările topografice de suprafaţă.

Această legătură se face potrivit situaţiei locale, adică potrivit lucrărilor de deschidere ale minei. Atunci cînd lucrările miniere subterane sînt legate de suprafaţă prin puţuri şi suitori verticali, ridicările topografice subterane în general sînt sprijinite pe puncte şi direcţii transmise prin aceste lucrări.

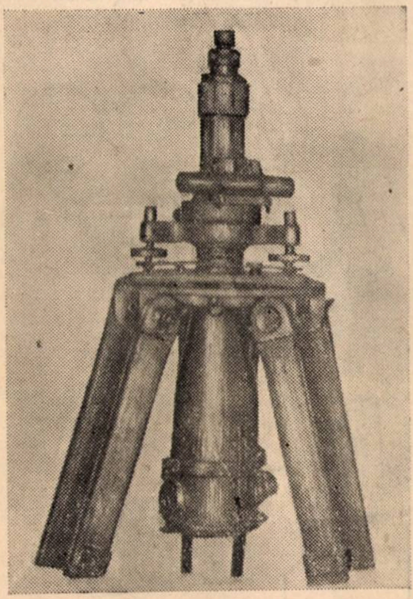


Fig. 1

Transmiterea punctelor şi direcţiilor de la suprafaţă în subteran se realizează prin proiectarea acestora cu ajutorul firelor sau pe cale optică.

Procedeul de proiectare cu fire este cel mai uzitat, deoarece necesită un aparataj simplu şi dă rezultate foarte bune atunci cînd este vorba de proiectarea punctelor izolate. Procedeul însă nu dă rezultate satisfăcătoare în cazul necesităţii unei proiectări precise de direcţii (azimute), deoarece eroarea cu care se face transmiterea direcţiilor în subteran este în jur de 2—3 minute sexagesimale.

Obiectul acestui articol îl face procedeul de proiectare pe cale optică, în care scop tehnica sovietică a realizat progrese însemnate, atît din punct de vedere al creării aparatajului necesar, cît şi din punct de vedere al metodei de lucru.

Pe cale optică, legătura dintre lucrările topografice de la suprafaţă şi cele din subteran, se realizează cu ajutorul unor teodolite speciale numite „PROIECTOARE OPTICE VERTICALE", care după necesitate permit proiectarea de puncte izolate sau chiar directa proiectare de azimute (fig. 1).

In literatura topografică sovietică sînt descrise două aparate pentru proiectarea optică.

Principiul de construcţie al aparatelor diferă de cel al unui teodolit clasic, prin poziţia lunetei. Luneta se fixează de trepiedul aparatului cu ajutorul unei bucşe, care permite acesteia rotirea în jurul axului ei vertical, rotire ce se poate face fie cu mîna, fie prin intermediul unui şurub micrometric.

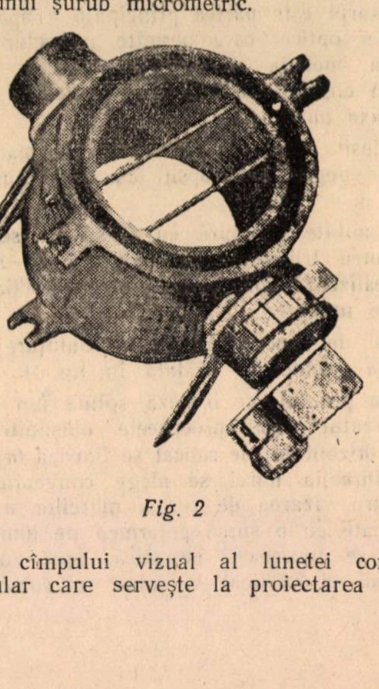


Fig. 2

Diafragma cîmpului vizual al lunetei conţine un centru reticular care serveşte la proiectarea punctului de stație al aparatului pe un panou semnal, așezat în puț la orizontul de ridicat.

Luneta are focosare interioară și este dotată cu 3 oculare de schimb, care permit măriri diferite: 67 X, 50 X și 33 X, iar distanța minimă de vizare este 23 m.

Pentru cazul proiectării de direcții, proiectorul mai este prevăzut cu un așa-numit „PRELUNGITOR" (fig. 2) care se montează la obiectivul lunetei. Acesta are în interiorul lui o pană optică ce acoperă jumătate din deschiderea obiectivului, precum și un colimator dublu.

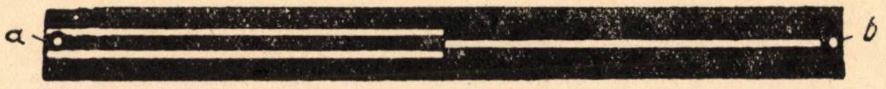


Fig. 3

Colimatorul se compune dintr-un sistem optic centrat, alcătuit din 2 lentile cu același cromatism, situate în montura prelungitorului. Pe fiecare lentilă sînt gravate fire reticulare, cu centrele pe axa optică a colimatorului. Distanța dintre lentile fiind egală cu distanța lor focală reciprocă, este realizat un colimator dublu care formează două fascicole cilindrice de raze opuse și paralele cu axa de colimație.

Construcția prelungitorului este astfel făcută încît axa colimatorului este perpendiculară sau paralelă cu muchia refrigerentă a penei optice.

Trebuie remarcat că în poziția normală de lucru, mechia penei optice este orizontală.

Sistemul de fixare prin console și cleme speciale permite ca prelungitorul să fie schimbat ușor în cele 4 poziții necesare, chiar în timpul lucrului:

— 1 poziția normală,

— 2 poziția rotit cu 180 grade în jurul axului său orizontal,

— 3 și 4 două poziții analoage dar cu rotirea în jurul axului său vertical.

Pozițiile de mai sus servesc prin permutarea lor la eliminarea erorilor instrumentale ale aparatului de direcție.

Prelungitorul este partea principală a aparatului, datorită penei optice, care permite proiectarea unei direcții prin metoda dublei imagini, iar colimatorul servește ca element de orientare al acestei direcții paralele cu axa mirei.

Mira folosită este de construcție și marcaj special. Pe un fond negru sînt vopsite cu alb 3 dungi paralele ca în fig. 3.

Mărcile notate pe miră cu *a* și *b*, servesc drept vîrfuri pentru triunghiul de legătură cu ajutorul căruia se realizează joncțiunea dintre direcția proiectată și lucrările miniere.

Principiul de funcționare și întrebuințare reiese clar din schema geometrică arătată în fig. 4.

Deasupra puțului, pe o bază solidă din scînduri, se așază aparatul după procedeele obișnuite. In plus, în dreptul orizontului de ridicat se fixează orizontal mira specială. Direcția mirei se alege convențional și comodă pentru vizarea de sus a mărcilor *a* și *b*, care sînt iluminate cu o sursă puternică de lumină. Luneta aparatului se focosează pe miră, apoi rotindu-se în jurul axului ei vertical se aduc în coincidență cele două imagini ale mirei: cea normală formată numai de obiectiv și cealaltă deviată de pana optică.

Concomitent cu rotirea lunetei, axul colimatorului de pe manșon se rotește și el, devenind paralel cu axul mirei.

Pentru determinarea orientării direcției proiectate, se folosește un teodolit obișnuit așezat la 2—3 m pe direcția axului colimatorului, în punctul *D* din fig. 4. Inălțimea teodolitului așezat în punctul *D* trebuie să permită vizarea centrului reticul al colimatorului prin centrul reticul al lunetei. Ca urmare se obține un cuplu colimator, format din teodolit-colimator.

Din figură se vede că pentru această poziție a aparatului și a teodolitului, axa de vizare a lunetei teodolitului va fi pararelă cu axa *ab* a mirei.

In punctul *D* se măsoară cu teodolitul unghiul β format între cuplul teodolit-colimator și viza pe un punct îndepărtat *P*.

Orientarea θ_{AB} a axului mirei se calculează cu relația cunoscută:

$$\theta_{AB} = \theta_{PD} \pm 180^0 - \beta$$

Pentru a elimina erorile instrumentale și a reduce influența erorii datorită refracției atmosferice, observațiile se fac de mai multe ori și cu prelungitorul în cele 4 poziții arătate mai înainte (coincidența imaginilor mirei, colimația și măsurarea unghiului după fiecare colimație).

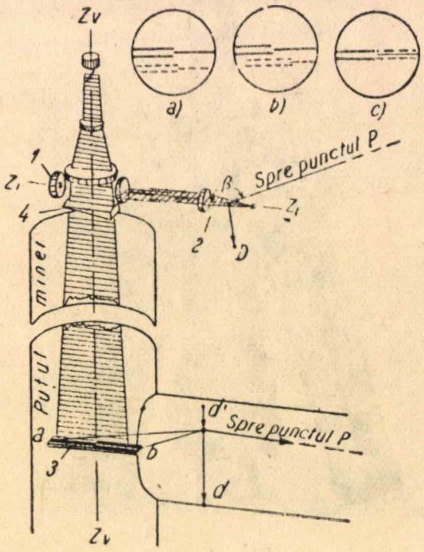


Fig. 4

In cazul proiectărilor de puncte izolate se folosește un panou semnal, gen tablă de șah, fixat orizontal deasupra mirei. Dimensiunile și notațiile sînt conforme fig. 5.

In timpul observațiilor o latură a panoului se consideră drept axa absciselor și cealaltă drept axa ordonatelor, iar citirile pe scară se fac în conformitate cu notația adoptată pentru axele panoului. Citirile se fac pentru cele 4 poziții ale nivelei tubulare aducîndu-se aceasta paralelă cu direcțiile axelor scării. Operația se execută în felul următor:

1) Cu luneta fără prelungitor, aparatul se calează cu ajutorul nivelei tubulare și apoi luneta se rotește în jurul axului vertical pînă nivela tubulară ajunge în poziție paralelă cu una din axele panoului. In condiția că se păstrează bula între repere se ia citirea pe scară X_0, se rotește nivela cap la cap prin intermediul lunetei, se reface calarea făcîndu-se citirea pe scara X_{180}. Analog se fac observațiile pe axa Y-ilor, obținîndu-se alte două citiri Y_{90} *și* Y_{270}.

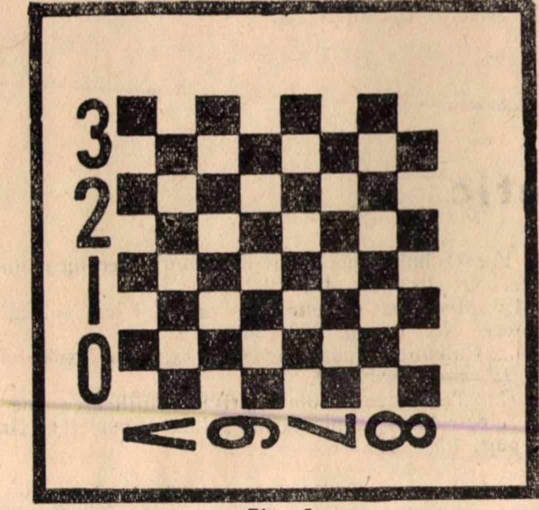


Fig. 5

Valoarea numerică a coordonatelor punctului de stație, proiectat pe panou, care nu ține cont de neperpendicularitatea dintre axa de vizare a lunetei și axa nivelei tubulare, se obține prin media aritmetică a fiecărei perechi de citiri:

$$x_i = \frac{x_0 + x_{180}}{2}\,;\quad y_i = \frac{y_{90} + y_{270}}{2}$$

Pentru eliminarea acestei erori se fac în fiecare poziție a nivelei mai multe observații, din care se obțin valorile medii definitive:

$$x = \frac{\sum\limits_1^n x_i}{n}\,;\quad y = \frac{\sum\limits_1^n y_i}{n}$$

In subteran coordonatele topografice ale primului punct din poligonație se calculează în mod obișnuit. Pentru o vizibilitate mai bună a panoului și pentru reducerea influenței refracției asupra rezultatelor se recomandă ca toate observațiile să se efectueze cînd ventilația din puțul minei are curentul de aer descendent.

Erorile de proiectare a direcțiilor și verticalelor

Ca la orice alte măsurători, și proiectarea optică este însoțită de erori accidentale și sistematice care apar din următoarele motive:

A) Proprietățile optico-mecanice ale aparatului.
B) Refracția aerului în puțul minei.
C) Comportarea personală a operatorului.

Manifestarea lor își are loc în:

1. — Suprapunerea inexactă a imaginei.
2. — Neverticalitatea aparatului.
3. — Neorizontalitatea semnalului.
4. — Marcarea imprecisă a semnalului.
5. — Necoincidența axei longitudinale de simetrie a mirei cu dreapta *a b* (linia mărcilor de la capete).
6. — Poziția relativă a elementelor geometrice ale aparatului:

- neperpendicularitatea axelor aparatului,
- neperpendicularitatea sau neparalelismul muchiei refrigerente a penei față de axa optică a colimatorului,
- necoincidența centrului reticular cu axa optică a colimatorului etc.

O analiză amănunțită a fiecărei erori în parte implică demonstrații matematice greoaie și deci vom căuta să trecem peste ele dînd numai felul practic de eliminare sau compensarea lor.

Din practica experimentală a inginerului A. K. Sentemov, cu prototipul construit de el în 1939 și folosit la o mină din bazinul Donețului, rezultă că în general erorile au valori mici și ele se calculează ori se anulează.

Pentru anularea erorilor sistematice și reducerea erorilor accidentale se folosește următoarea metodă de observație:

1) Pentru poziția normală a prelungitorului și în prima poziție a lunetei aparatului, se fac cu teodolitul în punctul D, o serie de 8—10 observații izolate, din care se scoate citirea medie β'_C. După aceea se măsoară cu teodolitul direcția spre punctul îndepărtat P și se obține citirea β'_P.

2) Cu prelungitorul în aceeași poziție dar cu luneta rotită cu 180° în jurul axului ei vertical, se face în mod analog o a doua serie de observații și se obține citirea medie β''_C. Se măsoară din nou cu teodolitul direcția spre punctul îndepărtat P și se face citirea β''_P

3) Rotind prelungitorul cu 180° în jurul axului său orizontal și lunetei în poziția I, se face a treia serie de observații obținînd citirea medie β'''_C și β'''_P.

4) Cu prelungitorul în poziția II și luneta în poziția II se obține a patra serie de observații și respectiv a patra citire medie β^{IV}_C și β^{IV}_P.

5) Pentru fiecare serie de observații se calculează unghiurile formate din direcția axului colimator cu direcția spre punctul P și se ia media lor aritmetică:

$$\beta' = \frac{\beta'_I + \beta'_{II} + \beta'_{III} + \beta'_{IV}}{4}$$

în care

$$\beta'_I = \beta'_P - \beta'_C;\ \beta'_{II} = \beta''_P - \beta''_C;\ \beta'_{III} = \beta'''_P - \beta'''_C;$$

$$\beta'_{IV} = \ = \beta^{IV}_P - \beta^{IV}_C$$

Observațiile de la 1, 2, 3 și 4 au fost făcute cu luneta teodolitului în poziția I, similar se repetă operațiile în poziția II a lunetei teodolitului.

Din această serie de observații se obțin valorile:

$$\beta''_I,\ \beta''_{II},\ \beta''_{III}\ \text{și}\ \beta''_{IV}$$

din care apoi se scoate valoarea medie:

$$\beta'' = \frac{\beta''_I + \beta''_{II} + \beta''_{III} + \beta''_{IV}}{4}$$

și de aici

$$\beta_1 = \frac{1}{2}\left[\beta' + \beta''\right]$$

Valoarea β' este liberă de erorile instrumentale ale proiectorului, iar β'' este liberă de eroarea de colimație a teodolitului.

6) Operațiile enumerate la punctele 1—5 se repetă pentru a doua poziție a mirei, răsucită cu 180° în jurul axei ei longitudinale dacă mira este transparentă

sau întoarsă cu 180° dacă nu este transparentă. Ca rezultat se obţine valoarea medie pentru a doua poziţie a mirei şi apoi se calculează unghiul definitiv:

$$\beta = \frac{1}{2}\left[\beta_1 + \beta_2\right]$$

Pentru mărirea preciziei rezultatelor, în special, pentru reducerea influenţei refracţiei, se recomandă a se face cîteva cicluri de operaţiuni egale ca număr pentru fiecare poziţie a mirei.

Fiecare poziţie a mirei este însoţită de rezolvarea triunghiului de joncţiune.

Rezultatele obţinute de ing. A. K. Sentemov la un puţ de 226 m adîncime, au arătat că precizia cu care s-au transmis direcţiile în subteran, era de 30—40 secunde.

In 1954, Institutul de cercetări „VNIMI" a prezentat un nou model experimental de proiector de direcţie, la care pana optică este înlocuită printr-o prismă dublă care acoperă în întregime obiectivul lunetei, iar mira este înlocuită cu două semnale speciale agăţate de un fir întins între două puncte topografice de pe orizontul de orientat.

Noul priector este în faza de experimentare.

Index alfabetic

A.

Abraham Ladislau: Consideraţii asupra evaluării cărbunilor ca sursă de energie. Nr. *12,* pag. 600—613.

Anghel V.: Aplicaţiile fluidizării în domeniul valorificării cărbunilor. Nr. *5,* pag. 242—249.

Anton Petre: Tehnica nouă în domeniul săpării şi susţinerii lucrărilor miniere. Nr. *9,* pag. 427—468.

Arghir C.: Tehnica nouă în domeniul transportului subteran. Nr. *12,* pag. 614—618.

B.

Bacu A.: Contribuţii la îmbunătăţirea instalaţiilor pneumatice de la mina Anina. Nr. *3,* pag. 134—138.

Bărboi M.: Influenţa salarizării în acord simplu şi progresiv asupra costului unitar al lucrărilor de săpare a galeriilor. Nr. *1,* pag. 45—49.

Barbu Ilie: Cocs din cărbuni necocsificabili (III) — Influenţa introducerii în reţetă a minereului de fier. Nr. *6,* pag. 278—281.

Barbu Ilie: Probleme de tehnică nouă în tehnologiile de prelucrare a cărbunilor din R.P.R. Nr. *11,* pag. 586—596.

Barbu Ilie: Cocs din cărbuni necocsificabili (IV) — Influenţa cocsului de petrol, a lianţilor şi a cărbunelui crud în reţeta cocsului brichetă. Nr. *12,* pag. 641—643.

Bătăcui Cornel: Exploatarea cărbunilor prin lucrări la zi. Nr. *7,* pag. 332—336.

Beraru A.: Metoda de exploatare cu front lung şi încărcare directă pe transportor prin împuşcare. Nr. *3,* pag. 147—149.

Blum I.: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. Nr. *3,* pag. 112—119.

Blum I.: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. (Huila de gaz de la Lupeni, Valea Jiului). Nr. *4,* pag. 154—159.

Bonea I.: Asupra problemei „Petrointersecţiei". Nr. *1,* pag. 25—28.

Bonea I.: Cîteva consideraţii în privinţa legăturii măsurătorilor de la suprafaţă cu cele din subteran printr-un singur puţ vertical. Nr. *5,* pag. 249—253.

Botezatu R: Stadiul actual al prospecţiunii gravimetrice pentru zăcămintele de minereuri şi cărbuni. Nr. *9,* pag. 422—427.

Bumbu V.: Amenajarea conductelor de aer comprimat pentru măsurători. Nr. *1,* pag. 22—25.

Bumbu V.: Influenţa răcirii insuficiente în penultima treaptă a compresorului asupra instalaţiei pneumatice miniere. Nr. *6,* pag. 265—272.

Bumbu V.: Tehnica nouă în domeniul mecanicii miniere. Nr. *10,* pag. 484—493.

Buttu A.: Mecanică teoretică şi practică cu aplicaţii miniere Nr. *8,* pag. 388—369.

Buttu A.: Calculul depozitelor subterane de explozivi. Nr. *10,* pag. 528—532.

Buzatu C.: Tendinţele actuale privind utilizarea energiei electrice în exploatările miniere moderne. Nr *10,* pag. 508—519.

C.

Călin N.: Influenţa salarizării în acord simplu şi progresiv asupra costului unitar al lucrărilor de săpare a galeriilor. Nr. *1,* pag. 45—49.

Cazacu V.: Problemele mecanizării procesului tehnologic la saline. Nr. *10,* pag. 519—528.

Cenuşă C.: Metoda de lucru cu mutarea transportorului în frontul de lucru prin împingere. Nr. *3,* pag. 138—141.

Ciurea V.: Rolul şi importanţa reţelei de învăţămînt din industria minieră. Nr. *4,* pag. 153—154.

Cociu M.: Influenţa salarizării în acord simplu şi progresiv asupra costului unitar al lucrărilor de săpare a galeriilor. Nr. *1,* pag. 45—49.

Colan Corneliu: Realizări mondiale în domeniul transportului subteran. Nr. *12,* pag. 619—634.

Creţulescu Constantin: Contribuţii la realizarea unui procedeu romînesc pentru brichetarea cărbunelui mărunt. Nr. *2,* pag. 77—79.

Creţulescu Constantin: Contribuţii la problema utilizării cărbunelui, drept combustibil casnic, Nr. *8,* pag. 376—379.

Cristescu Tr.: Aparate şi metode noi utilizate în prospecţiunea magnetometrică pentru minereuri. Nr. *9,* pag. 417—420.

D.

Dascăl Oscar: Experimentarea împuşcării cu întîrzieri de milisecunde în exploatările miniere din R.P.R. Nr. *5,* pag. 219—230.

Dascăl Oscar: Noi cercetări în problema cunoaşterii şi combaterii acţiunii nisipurilor acvifere în zăcămintele de lignit din R.P.R. Nr. *8,* pag. 356-361.

Dascăl Oscar: Tehnica nouă în domeniul susţinerii abatajelor cu fronturi lungi în minele de cărbuni: Nr. *11,* pag. 534—586.

Dobrescu Luigi: Aplicaţiile energiei nucleare în prepararea minereurilor. Nr. *1,* pag. 4—10.

E.

Esca Alexandru: Metode noi în prospecţiunea seismică a zăcămintelor de cărbuni. Nr. *9,* pag. 420—422.

Eufrosin Corneliu: Aparat pentru măsurarea înclinării stratificaţiei pe carotele extrase din sondă. Nr. *8,* pag. 387—388.

F.

Fadei Nichita: Exploatarea cărbunilor prin lucrări la zi. Nr. *7,* pag. 332—336.

Filimon Raul: Contribuţie la stabilirea nivelmentului trigonometric la distanţe mari. Nr. *2,* pag. 79—80.

Floarea O.: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. Nr. *3,* pag. 112—119.

Floarea M.: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. (huila de gaz de la Lupeni, Valea Jiului) Nr. *4,* pag. 154-159.

Fronescu A.: Tehnica sovietică pentru transmiterea azimutelor de la suprafaţă în subteran. Nr. *12,* pag. 643—645.

G.

Gaube Radu: Influenţa exploatării unui strat gros cu înclinare mare asupra rocilor din culcuş. Nr. *4,* pag. 159—164.

Grigore I.: Folosirea izotopilor radioactivi în geologie. Nr. *6,* pag. 262—265.

H.

Hoepfner V. Amortizarea ciocnirilor dintre împingător şi vagonet la instalaţiile de împins vagonete în colivie. Nr. *2,* pag. 97—103.

I.

Ianulescu Al.: Metodica lucrărilor hidrogeologice pentru proiectarea de mine noi de minereuri. Nr. *3,* pag. 105—112.

Ionescu-Siseşti B.: Benzi şi bancuri structurale în stratele de cărbune. Nr. *1,* pag. 28—30.

Ionescu D.: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. Nr. *3,* pag. 112—119.

Ionescu D.: Influenţa sterilului asupra proprietăţilor de cocsificare la huilele de gaz din R.P.R. (huila de gaz de la Lupeni, Valea Jiului). Nr. *4,* pag. 154-159.

Ionescu M.: Aplicaţiile fluidizării în domeniul valorificării cărbunilor. Nr. *5,* pag. 242—249.

Ionescu Dan: Susţinerea galeriilor subterane cu prefabricate din beton tip S.B.I. Nr. *8,* pag. 361—369.

J.

Jurca Corneliu: Contribuţii la prevenirea focurilor în stratele groase de cărbuni din bazinul Văii Jiului. Nr. *8,* pag. 379—387.

L.

Leţu Nicolae: Consideraţii asupra criteriilor de alegere a metodelor de exploatare pentru filoanele foarte subţiri cu înclinare mare. Nr. *7,* pag. 336—344.

Liteanu E.: Studiile hidrogeologice pentru deschiderea de mine noi. Nr. *5,* pag. 210—219.

M.

Malevici A.: Transportul în exploatările miniere în viitorul apropiat. Nr. *6,* pag. 258—262.

Marin I.: Minele de aur (Valea lui Stan). Nr. *3,* pag. 141—143.

Mavromati V.: Prelucrarea hidrometalurgică a unor concentrate de cupru-zinc. Nr. *8,* pag. 389—390.

Measnicov I.: Cu privire la metodologia calculului productivităţii muncii în industria cărbunelui. Nr. *6,* pag. 272—278.

Milea N.: Aspecte noi în prospecţiunea radiometrică a zăcămintelor de minereuri şi cărbuni. Nr. *9,* pag. 414—417.

Molnar-Amărăscu R.: Posibilităţile de aplicare a izotopilor radioactivi în hidrogeologia şi tehnica apelor minerale. Nr. *4,* pag. 182—192.

N.

Nistor Narcisa: Cocs din cărbuni necocsificabili (III) — Influenţa introducerii în reţetă a minereului de fier. Nr. *6,* pag. 278—281.

Nistor Narcisa: Cocs din cărbuni necocsificabili (IV) — Influenţa cocsului de petrol, a lianţilor şi a cărbunelui crud în reţeta cocsului brichetă. Nr. *12,* pag. 641—643.

P.

Paki Ernest: Metode noi de combatere a metanului şi posibilitatea aplicării lor în minele din Valea Jiului. Nr. *10,* pag. 472—484.

Pandelescu Cornel: Determinarea indicilor tehnologici ce trebuie realizaţi în instalaţiile de preparare a minereurilor pe baza factorilor tehnico-economici. Nr. *3,* pag. 119—126.

Patraş S.: Utilizarea instalaţiilor de screper la lucrările subterane. Nr. *6,* pag. 281—290.

Paul E.: Forma economică a unei susţineri metalice în arc cu trei articulaţii, pentru cîteva cazuri de încărcări simetrice. Nr. *7,* pag. 313—321.

Pelzer Arnold: Rentabilitatea extragerii mecanizate a cărbunilor. Nr. *7,* pag. 306—313.

Popa Teodor: Tehnica preparării minereurilor în medii dense. Nr. *4,* pag. 164—170.

Popa V.: Influenţa răcirii insuficiente în penultima treaptă a compresorului asupra instalaţiei pneumatice miniere. Nr. *6,* pag. 265—272.

Popa V.: Tehnica nouă în domeniul mecanicii miniere. Nr. *10,* pag. 484—493.

Popescu Ion: Conducerea lucrărilor topografice pentru străpungerea galeriei de legătură între puţul Centru şi puţul Ştefan, orizontul 480 la mina Lupeni. Nr. *3,* pag. 143—147.

Popescu Valeriu: Folosirea maşinii de havat Korfman la lucrările de înaintare. Nr. *8,* pag. 369—373.

R

Rotman S.: Studiile hidrologice pentru deschiderea de mine noi. Nr. *5,* pag. 210—219.

S

Şandru Liviu: Noutăţi în săparea galeriilor în roci tari şi foarte tari. Nr. *1,* pag. 10—22.

Săvulescu Spirea: Mecanizarea extragerii cărbunelui la I. C. Sălajul. Nr. *8,* pag. 373—376.

Secară Gh.: Căi pentru valorificarea deşeurilor energotehnologice în industria minieră. Nr. *7,* pag. 321—328.

Siletchi B.: Tehnica sovietică pentru transmiterea azimutelor de la suprafaţă în subteran. Nr. *12,* pag. 643—645.

Spivakovskii A. O.: Transportul în exploatările miniere în viitorul apropiat. Nr. *6,* pag. 258—262.

Stamatiu Mihai: Cercetări referitoare la influenţa soluţiilor saturate de clorură de sodiu asupra rezistenţei la eforturi mecanice a sării geme de la salina Ocna Mureşului. Nr. *9,* pag. 399—414.

Stan Ştefan: Despre caracterul şi mecanismul dezagregării rocilor sub acţiunea alicelor de foraj. Nr. *3,* pag. 126—134.

Stan Ştefan: Contribuţii la studiul metodei optime de dozare a alicelor la forajul cu alice. Nr. *6,* pag. 290—296.

Ştefănescu I.: Cocs din cărbune necocsificabil (III) — Influenţa introducerii în reţetă a minereului de fier. Nr. *6,* pag. 278—281.

Ştefănescu I.: Probleme de tehnică nouă în tehnologiile de prelucrare a cărbunilor din R.P.R. Nr. *11,* pag. 586—596.

Ştefănescu I.: Cocs din cărbuni necocsificabili (IV) — Influenţa cocsului de petrol, a lianţilor şi a cărbunelui crud în reţeta cocsului brichetă. Nr. *12,* pag. 641—643.

Sufrim Mauriciu: Protecţia prin punerea la pămînt la instalaţiile electrice din minele de cărbuni. Nr. *1,* pag. 38—45.

Superceanu Caius: Mineralizaţii cupronichelifere cu conţinut de platin în piroxenitele din Banatul de Sud. Nr. *2,* pag. 80—90.

Superceanu Caius: Noi apariţii de scheelit în zăcămintele de contact din provincia geochimică a banatitelor. (I) — Nr. *4*, pag. 170—182; (II) — Nr. *5*, pag. 230—242; (III) — Nr. *6*, pag. 296-302.

Superceanu Caius: Tehnica nouă în domeniul analizei electronomicroscopice a minereurilor şi cărbunilor. Nr. *12*, pag. 635—641.

T.

Teich I.: Studiul introductiv privind analiza îndeplinirii ritmice a planului de producţie în industria carboniferă. Nr. *2*, pag. 90—97.

Teich I.: Cu privire la unele probleme ale ritmicităţii producţiei în cadrul industriei carbonifere. Nr. *4*, pag. 182—192.

Tepeluş P.: Experimentarea combinei sovietice „Donbass—1" la I. C. Lupeni. Nr. *1*, pag. 30—38.

V.

Vanci Gh.: Valorificarea substanţelor minerale utile din ţara noastră în lumina progreselor realizate în tehnica preparării (II). Nr. *2*, pag. 59—77.

Vlădoianu R.: Cu privire la calculul conductelor de aer comprimat neetanşe. Nr. *7*, pag. 328—332.

Vlădoianu R.: Tehnica nouă în domeniul mecanizării tăierii şi încărcării în abataj. Nr. *10*, pag. 493-508.

Vodislav C.: Influenţa răcirii insuficiente în penultima treaptă a compresorului asupra instalaţiei pneumatice miniere. Nr. *6*, pag. 265—272.

Vodislav C.: Tehnica nouă în domeniul mecanicii miniere, Nr. *10*, pag. 484—493.

ARTICOLE REDACŢIONALE

* * *: Din lucrările celui de-al doilea Congres al P.M.R. Nr. *1*, pag. 1—4.

* * *: Hotărîrea Consiliului Central ASIT din 5 februarie 1956, Nr. *2*, pag. 57—59.

* * *: 1 Mai, Nr. *5*, pag. 209—210.

* * *: Declaraţia Consiliului executiv al Federaţiei Mondiale a Oamenilor de Ştiinţă cu privire la producţia şi experienţele cu armele nucleare. Nr. *6*, pag. 257—258.

* * *: Al II-lea Congres al Asociaţiei Stiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor. Nr. *7*, pag. 305—306.

* * *: 23 August. Nr. *8*, pag. 353—354.

* * *: Ziua Minerului. Nr. *8*, pag. 354—356.

* * *: Tehnica nouă în industria minieră. Nr. *9*, pag. 397—399.

* * *: Activitatea Secţiei de mine în intervalul dintre cele două congrese ASIT. Nr. *10*, pag. 469—472.

* * *: Şedinţa Consiliului Central al ASIT din 13-14 octombrie 1956. Nr. *11*, pag. 533—534.

* * *: Recomandările consfătuirii pe ţară „Tehnica nouă în minerit" organizată de secţia Mine ASIT, la Bucureşti, în zilele de 19, 20 şi 21 octombrie 1956. Nr. *12*, pag. 597—600.

DIN ACTIVITATEA ASIT

* * *: Darea de seamă a Biroului Consiliului Central ASIT asupra activităţii în anul 1955 şi asupra planului de activitate pe anul 1956. Nr. *3*, pag. 149-152.

* * *: Pînă la 31 mai 1956 toate cercurile din cadrul Filialei ASIT Brad şi-au ţinut adunările generale. Nr. *6*, pag. 304—305.

* * *: Conferinţa Filialei ASIT Valea Jiului. Nr. *8*, pag. 396—397.

DOCUMENTARE

[1]; [2]; [4]; [5]; [6]; [7]; [8].

NOUTĂŢI MONDIALE

[1]; [2]; [4]; [5]; [7]; [8].

INOVAŢII

Vrînceanu M.: Avîntul mişcării de inovaţii din industria carboniferă. Nr. *1*, pag. 49—51.

DIN VIAŢA INTREPRINDERILOR

Vrînceanu M.: Experienţa minerilor din bazinul carbonifer Schitu Goleşti. Nr. *4*, pag. 196—199.

RECENZII

Teich I.: D. Lubenescu conf. ing. Laureat al Premiului de Stat: „Organizarea lucrărilor miniere". Editura Tehnică 1955. Nr. *4*, pag. 199—200.

I. P. 2, c. 3393

К вопросу оценки угля как источника энергии

В статье рассматриваются возможности оценки энергетических углей в различных единицах: килокалории-тонны условного топлива и единицы пременяемых величин. Последние предложены как основа для разработки системы определения цены на различные сорта угля. Приводятся примеры различных случаев применения даннэй системы в транспорте и обогащении угля. Анализируются преимущества и недостатки применения системы. В заключение автор подчеркивает преимущества системы и рекомендует ее внедрение в практику,

Betrachtungen über die Schätzung der Kohle als Energiequelle

Es werden verschiedene Möglichkeiten bei der Schätzung der Energiekohle untersucht, darunter die Schätzung auf Grund der Gebrauchswerteinheiten. Diese Einheiten, deren Gebrauch als vorteilhaft nachgewiesen wird, werden als Basis für die Festlegung der Kohlenpreise verschiedener Sorten vorgeschlagen.

Новая техника в области подземного транспорта

Делается обзор ряда условий и классификации подземного транспорта, причем выводятся заключения в связи с мероприятиями, внедрение которых является еобходимым в горнорудном транспорте PHP.

Die neue Technik in der unterirdischen Förderung

Nach einer Uebersicht auf die Probleme der bergmännischen Förderung, werden die Massnahmen für die Weiterentwicklung der unterirdischen Förderung in der RVR angewiesen.

Зарубежные достижения в области подземного транспорта

В статье призводится разбор вопросов выдвигаемых современной организацией подземного транспорта. Далее рассматривются последние достижения в области транспортного оборудования для лав, подготовительных и откаточных выработок,

При этом отмечается ряд наиболее интересных нововведений в области транспорта на горнорудных разработках.

Welttechnische Entwicklung auf dem Gebiet der Bergbauförderung

Es werden zunächst die Probleme der modernen Organisierung der Bergbauförderung betrachtet; weiter sind die letzten technischen Entwicklungen aus dem Gebiet der Abbau- und Streckenförderung sowie einige interessanten Neuigkeiten bei der Tagebauförderung dargestellt.

Новая техника в области электроно-микроскопического анализа руды и углей

В статье приводится общая теоретическая и практическая характеристика электрономикроскопии, а также последние достижения техники в этой области, в связи с структурой руды.

Die neue Technik bei der elektronischen Mikroskopie der Erze und Kohle

Die allgemeinen theoretischen und praktischen Kennzeichen der elektronischen Mikroskopie sowie die modernsten Entwicklungen auf diesem Gebiet sind zusammengestellt

Кокс из некоксующихся углей (IV). (Влияние нефтяного кокса, связующих и сырого угля на рецептуру брикатированного кокса)

В IV части статьи указывается на возможность применения при производстве кокса из коксующегося угля нефтяного кокса, добавляемого вместо каменного угля. Изучается влияние различных связующих и их смесей на качество кокса. Дается описание нового „полуторaступенчатого"способа, допускающего применение в рецепте сырых некоксующихся углей, наряду с полукоксом.

Koks aus unverkokbarer Kohle (IV). (Der Einfluss des Einsatzes von Erdolkoks, Bindemittel und rohkohle auf die Qualität des Koksbriketts).

Der Erdölkoks als Einsatz bei der Koksherstellung aus unverkokbarer Kohle bietet die Möglichkeit die Steinkohle zu ersetzen. Es wird der Einfluss verschiedener Bindemittel und Bindemittelgemische auf die Koksqualität untersucht und man beschreibt eine neue „anderthalbstufige" Herstellungsmethode mit Einsatz unverkokbarer Rohkohle neben dem Halbkoks.

Советская техника передачи азимутов с поверхности в недры

Статья посвящена оптическому способу проекции азимутов с поверхности в недры, область, в которой советская техника достигла значительных успехов, как в отношении создания необходимой аппаратуры, тах и метода работы,

Die Sowjetische Technik bei der Uebertragung des Azimuts unter Tage

Man beschreibt das Verfahren der optischen Uebertragung des Azimuts unter Tage. Auf diesem Gebit hat die sowjetische Technik grosse Fortschritte in der Entwicklung der erforderlichen Geräte und Arbeitsmethoden erzielt.

Facem cunoscut cititorilor noştri că începînd de la 1 ianuarie 1956 Revistele Tehnice A.S.I.T. sînt difuzate *direct prin Serviciul de Difuzare al Publicaţiilor A.S.I.T. cu sediul în Bucureşti, Calea Victoriei Nr. 118.*

Abonamentele se pot prelungi la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din Cercurile A.S.I.T.

Instituţiile pot achita abonamentele în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071.012 Filiala I. V. Stalin, Bucureşti.

* * *

ANUNŢ

Se aduce la cunoştinţa tuturor întreprinderilor că Banca de Stat a reorganizat centrele de mostre care funcţionează în următoarele localităţi:

Localitatea	Adresa	Nr. telefon
Bucureşti	Calea Dorobanţilor nr. 36—40	1.93.56
Timişoara	B-dul 23 August nr. 3	17.18
Cluj	Str. Kogălniceanu nr. 7	37.91
Oraşul Stalin	Str. 7 Noiembrie nr. 2	17.93
Ploeşti	Str. S. M. Kirov nr. 5	16.52
Bacău	Str. M. Viteazu nr. 77	88.17
Constanţa	Str. Scarlat Vîrnav nr. 9	17.54
Tg. Mureş	Piaţa Stalin nr. 51, et. I	29.04
Deva	Piaţa Unirii nr. 3	24

Aceste centre de mostre stau la dispoziţia întreprinderilor pentru valorificarea stocurilor supranormative şi disponibile precum şi pentru aprovizionarea cu materii, materiale, piese de schimb etc., necesare activităţii lor.

„REVISTA MINELOR" organ al Asociaţiei Ştiinţifice a Inginerilor şi Tehnicienilor din R.P.R. şi al Ministerului Minelor — Redacţia: Bucureşti, Str. Ioan Ghica nr. 3, Raionul Tudor Vladimirescu, Telefon: 3.07.30 şi 3.57.28 — Administraţia şi Casieria: Calea Victoriei nr. 118, Raionul I. V. Stalin. — Abonamentele se primesc la sediile filialelor şi subfilialelor A.S.I.T. din întreaga ţară precum şi prin responsabilii cu presa din cercurile A.S.I.T. — Instituţiile pot achita abonamentele pentru biblioteci şi cabinetele tehnice în contul nostru de virament: Consiliul Central A.S.I.T. 071012 B.R.P.R. Filiala I. V. Stalin, Bucureşti. — Tarif pentru întreprinderi: lei 96 anual: — Tarif pentru muncitori, tehnicieni şi ingineri: lei 30 anual; — Preţul unui exemplar: lei 5.

I. P. 2 — c. 3393

Lei 5 exemplarul